



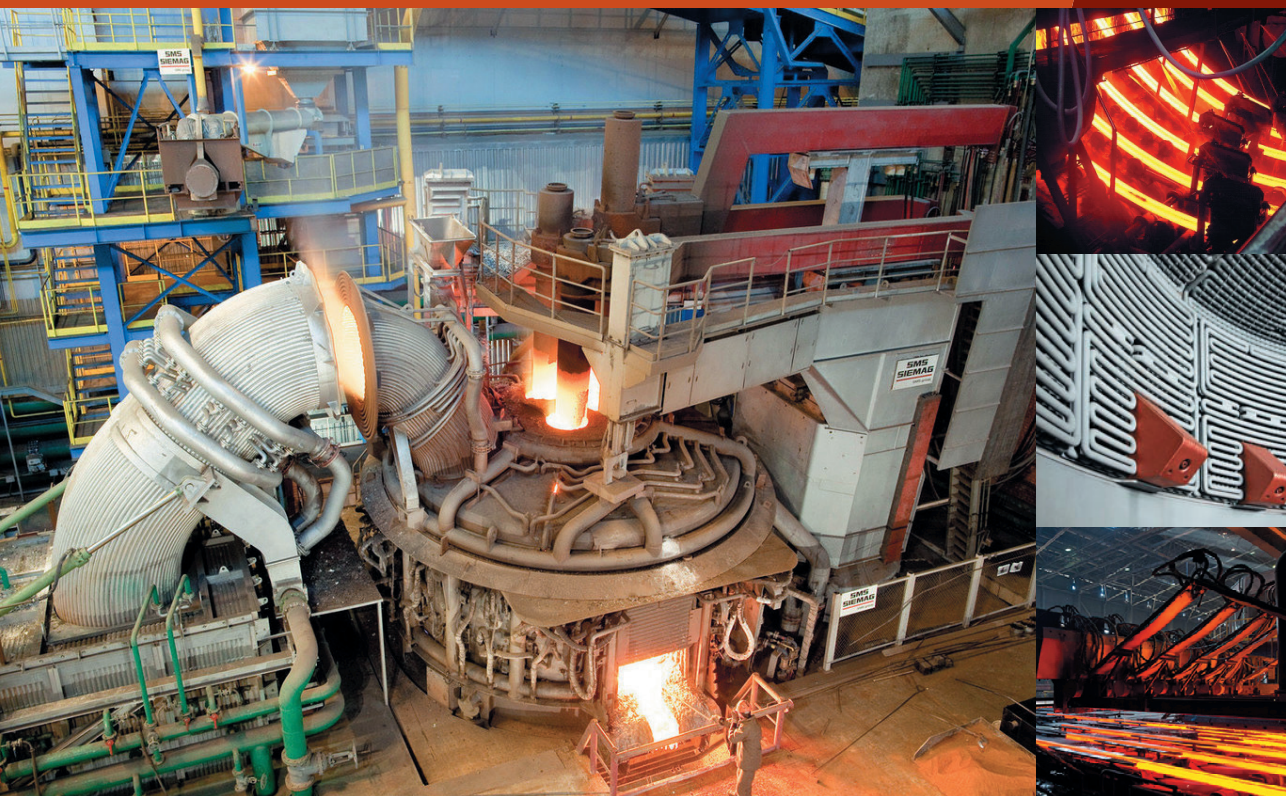
**Уральский  
федеральный  
университет**

имени первого Президента  
России Б.Н.Ельцина

**Институт  
материаловедения  
и металлургии**

**А. А. ЖУРАВЛЕВ  
В. Ф. МЫСИК  
А. В. ЖДАНОВ**

# РАСЧЕТЫ МАТЕРИАЛЬНЫХ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ БАЛАНСОВ ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ





Министерство образования и науки Российской Федерации  
Уральский федеральный университет  
имени первого Президента России Б. Н. Ельцина

А. А. Журавлев, В. Ф. Мысик, А. В. Жданов

**РАСЧЕТЫ  
МАТЕРИАЛЬНЫХ И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ БАЛАНСОВ  
ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ В ДУГОВЫХ  
СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ**

Учебно-методическое пособие

Рекомендовано методическим советом УрФУ  
для студентов, обучающихся по направлению  
22.03.02 «Металлургия»  
(профиль «Металлургия черных металлов»)

Екатеринбург  
Издательство Уральского университета  
2016

УДК 669.012.2/3(075.8)

ББК 34.303-01я073

Ж91

Рецензенты:

заведующий лабораторией пирометаллургии черных металлов Института металлургии УрО РАН д-р техн. наук *О. Ю. Шешуков*;

канд. техн. наук *В. А. Ровнушкин* (исполнительный директор НИЦ «Металлургия стали и ферросплавов» Уральского института металлов)

Научный редактор доц., канд. техн. наук *В. А. Павлов*

Изображения на обложке взяты из личного архива автора.

**Журавлев, А. А.**

**Ж91** Расчеты материальных и энергетических балансов при выплавке стали в дуговых сталеплавильных печах : учебно-методическое пособие / А. А. Журавлев, В. Ф. Мысик, А. В. Жданов. — Екатеринбург : Изд-во Урал. ун-та, 2016. — 128 с.

ISBN 978-5-7996-1725-7

Рекомендовано для выполнения расчетных работ, курсовых работ и проектов, выпускных квалификационных работ (ВКР) по дисциплине «Конструкции и проектирование сталеплавильных агрегатов». В пособии отражены цели и вопросы организации курсового проектирования, требования к содержанию и оформлению всех разделов курсовой работы. Приведены методические указания и примеры по расчетам материальных и энергетических балансов при выплавке стали в дуговых сталеплавильных печах с различными шихтовыми материалами и возможностью подогрева лома в шахтных подогревателях. Многовариантные расчеты могут производиться с помощью специальной программы на персональных компьютерах.

Библиогр.: 18 назв. Табл. 28. Рис 18. Прил. 8.

УДК 669.012.2/3(075.8)

ББК 34.303-01я73

ISBN 978-5-7996-1725-7

© Уральский федеральный  
университет, 2016

## Введение

---

**П**остоянное совершенствование металлургической технологии, сопровождаемое интенсификацией производства стали и усовершенствованием конструкции сталеплавильных агрегатов, немыслимо без высокой квалификации персонала.

В условиях короткого цикла плавки дугового сталеплавильного процесса необходимо широко применять системы автоматического управления, без которого невозможно обеспечить высокие технико-экономические показатели. В программу математического обеспечения систем автоматического управления должны закладываться совершенные методы расчета шихты тепловых и энергетических балансов. Известно, что без предварительного технического расчета невозможно правильно предвидеть течение процесса и экономно расходовать материалы и энергоресурсы на плавку. Значение расчетов заключается в том, что по их результатам становится возможным анализ влияния различных факторов на развитие процесса. Производимые расчеты помогут студентам, особенно занимающимся по заочной форме обучения, более глубоко усвоить сведения о течении технологического процесса и организации энергетического режима плавки стали в дуговой печи. При проведении расчетов возможна также оценка конструкции печей и ее размеров. Оформление расчетных и курсовых работ производится в соответствии с прил. 1–8.

# 1. Теоретические основы 1. сталеплавильных процессов

---

Сталь получают из чугуна, лома или металлизированного сырья в сталеплавильных печах. Существует три основных способа выплавки жидкой стали: мартеновский, кислородно-конвертерный и электросталеплавильный. Мартеновский способ выплавки устарел и является экономически и экологически невыгодным. Способы выплавки стали в кислородном конвертере и в современной сверхмощной дуговой сталеплавильной печи являются альтернативными способами. Сегодня в них при одинаковой емкости продолжительность плавления примерно одинакова и составляет до 50 мин. Получают и в конвертерах, и в современных сверхмощных дуговых сталеплавильных печах не готовую сталь, а полупродукт, соответствующий стали по содержанию углерода и фосфора. Затем этот полупродукт доводится до готовности (заданного химического состава) в агрегатах комплексной обработки стали (АКОС). Далее готовую сталь разливают на машинах непрерывного литья заготовок (МНЛЗ) и получают стальные слитки [1].

Для производства стали в сталеплавильные печи загружают шихтовые материалы, состоящие из двух основных частей:

- металлосодержащая часть (лом, чугун, ферросплавы, металлизированное сырье);
- неметаллическая часть (флюсы — известь, известняк, плавиковый шпат, боксит; окислители — железная руда, кислород; карбюризаторы — электродный бой, отсеб кокса).

## **Металлосодержащая часть шихты**

*Передельный чугун* является одной из главных частей металлической шихты, он составляет в конвертерном производстве 75–80 %, в электросталеплавильном — до 10 % (на современных печах до 30 %); его примерный химический состав: С — до 4,9 %; Si — 0,5...1,2 %; Mn — 0,2...1,0 %; S < 0,05 %; P < 0,2 %.

*Стальной лом*, загружаемый в сталеплавильные печи, включает: отходы металлургических заводов (отходы, обрезь прокатная и т. д.) — 50 %, отходы машиностроительных заводов (стружка, отходы штамповки) — 20 %, отслужившие срок металлоизделия (металлоконструкции, рельсы) — 30 %. Лом подготавливают на заводах, базах вторчермета, производят его разбивку, резку, пакетирование, сортировку по маркам (легированные отходы), отделение цветных металлов и т. д.

*Металлизированные материалы* (окатыши и ГБЖ) получают восстановлением железа из богатых концентратов (степень металлизации более 90 %).

*Ферросплавы* — сплавы различных элементов с железом и другими элементами — предназначены для легирования, раскисления, модифицирования и рафинирования. Часть раскисляющих и легирующих материалов представляют собой металл в чистом виде без содержания железа и других элементов (Al, Ni, Cr), остальные — в сплаве с железом (Fe–Si, Fe–Mn и т. п.) и с другими элементами (Si–Ca). Получают ферросплавы в доменных и электрических (руднотермических, рафинировочных и индукционных) печах, плавильных горнах.

### **Неметаллическая часть шихты**

Флюсующие добавки:

- известняк ( $\text{CaCO}_3 > 93 \%$ ;  $\text{S} < 0,01 \%$ ); известь, получаемую путем обжига известняка, применяют сразу после обжига, так как при взаимодействии  $\text{CaO}$  с водой образуется  $\text{Ca}(\text{OH})_2$  (гашеная известь);
- боксит (состав:  $\text{Al}_2\text{O}_3 - 20...60 \%$ ;  $\text{Fe}_2\text{O}_3 - 15...45 \%$ ;  $\text{SiO}_2 < 2 \%$ ) применяется для снижения температуры плавления основных оксидов шлака;
- плавиковый шпат состоит из  $\text{CaF}_2 > 90 \%$  (флюорит), снижает вязкость шлака.

*Окислители* — агломерат железорудный, железорудные окатыши, окалина — предназначены для окисления примесей чугуна (C, Mn, Si, P); должны содержать по возможности большее количество оксидов железа и меньшее количество серы, фосфора, кремния. Газообразные окислители — воздух, технический кислород, водяной пар.

*Карбюризаторы* — это электродный бой, отсев кокса, углеродистые аноды, катоды и т. д., предназначенные для науглероживания металла при недостаточном количестве чугуна.



## 1.1. Основные задачи выплавки стали

---

Сталь получают путем осуществления ряда технологических операций, множества сложных физико-химических и физических процессов, проводимых в определенной последовательности или определенном сочетании, направленных на достижение конечной цели плавки.

*Конечная цель плавки* в любом сталеплавильном агрегате сводится к получению жидкой стали заданных химического состава (марки) и температуры при минимальных затратах трудовых, материально-сырьевых и топливно-энергетических ресурсов.

*Наиболее трудной задачей является получение заданного химического состава готовой стали*, так как необходимо осуществлять большое число сложных физико-химических и физических процессов. Большинство из них трудно управляемы, а некоторые вообще не поддаются точному регулированию.

По характеру современную плавку на металлургических заводах принято подразделять на две основные части, проводимые последовательно и часто в разных рабочих объемах:

- рафинирование металла (основная задача сводится к удалению избыточных углерода и фосфора, проводится в сталеплавильной печи);
- раскисление-легиrowание металла (удаление избыточных кислорода, серы и растворенных газов (водорода и азота) из стали, легирование и модифицирование, доведение химического состава стали до заданных маркой значений. Этот этап чаще всего проводится вне сталеплавильной печи в агрегате комплексной обработки стали (АКОС) и вакууматоре).

Такое деление связано с тем, что процессы рафинирования и раскисления несовместимы. Рафинирование в основном проводят путем окисления примесей (в металл вводится кислород). Раскисление — это удаление из металла избыточного растворенного кислорода.

*Нагрев металла до заданной температуры является второй по трудности задачей при выплавке стали.* Важно обеспечить синхронное проведение нагрева металла и окислительного рафинирования, поскольку на конечной стадии рафинирования из металла удаляется только углерод. В этот период плавки главная задача сводится к синхронизации процессов обезуглероживания и нагрева металла.



## 1.2. Сталеплавильные шлаки

Все сталеплавильные процессы осуществляются при тесном взаимодействии металла и шлака. При этом шлаки являются неизбежным побочным продуктом любого современного способа производства стали в открытых агрегатах. Формирование шлака определенного состава, физических и химических свойств является необходимым условием получения качественной стали, так как:

- шлак является средой, которая воспринимает и прочно удерживает вредные примеси (фосфор и серу);
- шлак является средой, которая определяет темп доставки кислорода газовой фазы к металлу и тем самым определяет скорость удаления примесей и производительность процесса;
- шлак изолирует металл от проникновения в него вредных газов ( $N_2$  и  $H_2$ );
- шлак является средой, которая регулирует темп нагрева металла.

Таким образом, химический состав шлака, его химические и физические свойства определяют качество готового металла и производительность процесса.

Источники формирования шлака:

- продукты окисления железа и его примесей ( $FeO$ ,  $Fe_2O_3$ ,  $SiO$ ,  $P_2O_3$ ,  $MnO$ );
- продукты разрушения огнеупорной кладки футеровки ( $SiO_2$ ,  $CaO$ ,  $MgO$ );
- шлакообразующие присадки (известь, известняк, кварцевый песок, боксит, шамотный бой ( $CaO$ ,  $SiO_2$ ,  $Al_2O_3$ ,  $Fe_2O_3$ ));
- твердые окислители (железная руда, агломерат, железорудные окатыши).

Таким образом, главные молекулярные компоненты сталеплавильных шлаков подразделяют на следующие группы:  $FeO$ ,  $MnO$ ,  $MgO$ ,  $CaO$  — основные;  $Al_2O_3$ ,  $Fe_2O_3$  — аморфные;  $SiO_2$  — кислотные.

Шлаки, преимущественно состоящие из основных оксидов, называются *основными*. Они формируются в агрегатах с основной футеровкой. Шлаки, состоящие из кислотных оксидов, называются *кислыми*.

### Свойства шлаков

К основным технологическим свойствам шлака относят окислительную способность и основность.

*Окислительная способность* определяет возможность шлака передавать кислород из газовой фазы к металлу. Процесс передачи кислорода металлу сложный, многостадийный, включает следующие стадии: растворение кислорода газовой фазы в шлаке (образование оксидов), перенос кислорода в шлаке к границе раздела шлак-металл и растворение кислорода в металле. Перенос кислорода в шлаке осуществляется ( $\text{FeO}$ ), поэтому окислительная способность шлака определяется:

- содержанием активных или свободных оксидов ( $\text{FeO}$ ) в шлаке;
- условиями массопереноса закиси железа в шлаке, то есть вязкостью шлака, и интенсивностью перемешивания.

*Основность* — технологическая характеристика, которая позволяет предвидеть способность шлака поглощать вредные примеси ( $\text{S}$  и  $\text{P}$ ) и зависит от соотношения основных и кислых оксидов шлака.

Универсальной формой выражения основности шлака ( $R$ ) является отношение концентрации основных оксидов к концентрации кислотных и амфотерных оксидов:

$$R = \frac{(\text{CaO})}{(\text{SiO}_2 + \text{P}_2\text{O}_5)}.$$

При переделе малофосфористых чугунов содержание ( $\text{P}_2\text{O}_5$ ) в шлаке бывает пренебрежимо мало по сравнению с концентрацией ( $\text{SiO}_2$ ), поэтому за показатель основности шлака принимают еще более простое отношение

$$R = \frac{(\text{CaO})}{(\text{SiO}_2)}.$$

К важнейшим физическим свойствам шлаков следует отнести *плавкость* и *вязкость*.

*Плавкость шлака* — температура перехода их в жидкое состояние. Компонентами шлаков являются преимущественно тугоплавкие оксиды. Температура плавления каждого оксида типа ( $\text{MeO}$ ) более  $1700^\circ\text{C}$ , в то время как температура плавления шлаков должна быть меньше  $1500^\circ\text{C}$ .

Плавкость шлаков может быть ниже температуры плавления чистых оксидов за счет образования между компонентами шлаков легкоплавких растворов или легкоплавких химических соединений.

*Вязкость шлака* является важнейшим из динамических свойств, которое определяет массообменные процессы. Повышенная вязкость шлака затрудняет тепло- и массоперенос в шлаке, вызывает замедление всех процессов нагрева и рафинирования металла, приводит к излишнему угару раскисляющих и легирующих присадок, уменьшает выход годной стали. Вязкость шлака зависит от его температуры и состава.

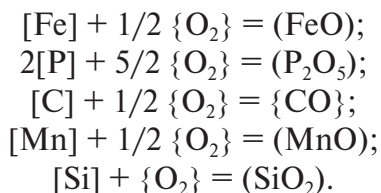
Компонентами шлака, резко повышающими его вязкость, прежде всего, являются  $\text{MgO}$  (более 10–12 %) и  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  (более 5–6 %). Вязкость основных шлаков существенно снижается при введении 2–5 %  $\text{CaF}_2$ , 5–7 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 5–7 %  $\text{Na}_2\text{O}$  или  $\text{K}_2\text{O}$ .

### 1.3. Основные реакции сталеплавильных процессов

---

Выплавка стали в сталеплавильных печах связана с окислительными процессами. В этих процессах при воздействии кислорода происходит окисление примесей жидкого металла: углерода, кремния, марганца, фосфора и, к сожалению, самой металлической основы — железа. Кислород, растворенный в железе  $[\text{O}]$ , и оксид железа в шлаке ( $\text{FeO}$ ) являются источниками кислорода для окисления остальных примесей железа.

Основные реакции окисления:



#### 1.3.1. Окисление углерода

Содержание углерода в марках стали значительно меньше, чем в чугуне. Поэтому сталеплавильные процессы всегда сопровождаются реакцией окисления углерода, которую называют *основной реакцией* получения жидкой стали.

Углерод является главным потребителем кислорода, подводимого в ванну для окисления примесей.

Удаление углерода из металлического расплава может протекать в зависимости от источника кислорода по следующим реакциям:

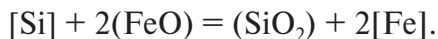
- кислород газовой фазы  $[C] + 1/2\{O_2\} = \{CO\}$ ;
- кислород расплава  $[C] + [O] = \{CO\}$ ;
- кислород оксидов железа шлака  $[C] + (FeO) = \{CO\} + [Fe]$ .

Реакция окисления углерода является единственной, продукт которой — газообразный оксид. Особенностью является фронт протекания реакции. Пузырьки газа  $\{CO\}$  образуются на границе раздела металл-футеровка и при всплывании пронизывают весь объем металлической и шлаковой ванны, интенсивно их перемешивая. Объем выделяемого газа  $\{CO\}$  значительно превышает объем металла. В процессе окисления углерода металл кипит. Реакции окисления углерода экзотермические, поэтому протекают с выделением тепла. Таким образом, эти реакции являются интенсификатором тепло- и массообмена в сталеплавильной ванне, то есть средством интенсификации сталеплавильного процесса в целом.

### 1.3.2. Окисление кремния и марганца

Условия окисления кремния

Кремний — элемент легко окисляющийся. В зависимости от источника кислорода кремний окисляется кислородом газовой фазы, кислородом, растворенным в металле, и кислородом шлаковой фазы:



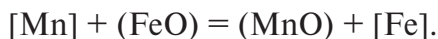
Во всех случаях при окислении кремния выделяется значительное количество тепла. Окисление кремния может протекать интенсивно во всем интервале температур сталеварения при наличии окислителя. Продукт реакции  $(SiO_2)$  переходит в шлак. В основном шлаке  $(SiO_2)$  взаимодействует с известью  $(CaO)$ . Активность  $(SiO_2)$  очень мала, поэтому кремний переходит из металла в шлак.

Условия окисления марганца

Марганец — элемент легко окисляющийся, особенно при сравнительно невысоких температурах; при этом могут образовываться сле-

дующие оксиды марганца:  $\text{MnO}_2$ ,  $\text{Mn}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Mn}_3\text{O}_4$ ,  $\text{MnO}$ . При высоких температурах устойчивой является только закись марганца  $\text{MnO}$ .

Рассмотрим реакцию окисления марганца кислородом, растворенным в шлаке:



Так же как и в реакциях окисления кремния, реакции окисления марганца характеризуются значительным тепловым эффектом. Продукт реакции — шлакообразующий оксид. Основное место протекания реакции — граница раздела металл-шлак.

### 1.3.3. Удаление фосфора (дефосфорация)

Фосфор ухудшает качество стали. Аспекты вредного влияния фосфора:

- растворимость фосфора в  $\alpha$ -Fe снижается при температуре меньше  $1050^\circ\text{C}$ . Это приводит к образованию метастабильных растворов в стали. При нагревании метастабильные растворы распадаются с выделением  $\text{Fe}_3\text{P}$  по границам зерен металла, которые обладают повышенной хрупкостью. Пластические свойства металла при этом ухудшаются. Такое явление называется *отпускная хрупкость* или *хладноломкость* металла;
- фосфор является склонным к перераспределению по объему слитка в процессе кристаллизации. Это явление называется *ликвационной способностью*.

По ГОСТ 380–2005 содержание фосфора в стали должно составлять менее 0,045 % для сталей обычного качества и 0,001 % для высококачественных.

Дефосфорация протекает в две стадии:

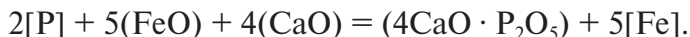
- окисление фосфора металла кислородом ( $\text{FeO}$ ) и переход ( $\text{P}_2\text{O}_5$ ) в шлак:



- переход ( $\text{P}_2\text{O}_5$ ) в прочное химическое соединение ( $4\text{CaO} \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ ):



Суммируя уравнения (1.1) и (1.2), получаем



Полнота протекания реакции зависит от состава шлака и температуры, возрастает с ростом основности (CaO) и окислительной способности шлака (FeO) при сравнительно низких температурах. Иными словами, дефосфорация происходит на начальных стадиях сталеварения.

### 1.3.4. Удаление серы (десульфурация)

Сера является примесью, ухудшающей качество стали, поэтому ее содержание в металле ограничивается: в стали обычного качества [S] — до 0,045 %; в стали особо высокого качества — менее 0,001 %.

Аспекты вредного влияния серы:

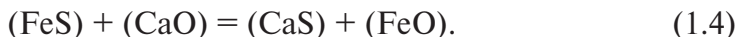
- сера в виде FeS неограниченно растворима в жидком железе. Но в процессе кристаллизации ее растворимость снижается. Избыточная сера вытесняется в жидкую фазу, которая располагается по границам зерен аустенита. Кристаллизация жидкой фазы, обогащенной серой, заканчивается при  $t = 988^\circ\text{C}$ , образуя эвтектику FeS–Fe. При нагреве металла до  $1200^\circ\text{C}$  (перед прокаткой или ковкой) эвтектика расплавляется, и при пластической деформации слиток покрывается трещинами и дефектами. Потеря пластичности металла в области высоких температур называется *красноломкостью*;
- влияние серы усугубляется высокой ликвационной способностью, которая примерно в три раза выше, чем у фосфора.

Десульфурацию представляют в две стадии:

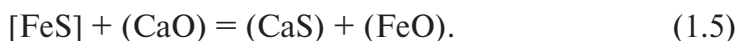
- процесс установления равновесия FeS в металле и шлаке:



- перевод (FeS) в (CaS):



Суммарную реакцию уравнений (1.3) и (1.4) можно записать так:



Условия десульфурации стали:

- увеличение основности шлака ( $\uparrow \text{CaO}$ );
- снижение окислительной способности шлака ( $\downarrow \text{FeO}$ ). Для этого вводят раскислители — ферросплавы, активные к кислороду ( $\text{Al}$ ,  $\text{FeAl}$ ,  $\text{FeSi}$ ,  $\text{FeMn}$ );
- реакция (1.5) эндотермическая, протекает с поглощением тепла, следовательно, повышение температуры положительно сказывается на процесс десульфурации. Поэтому для десульфурации стали стремятся использовать те периоды плавки, в которые металл максимально нагрет;
- реакция (1.5) гетерогенная, то есть протекает на границе раздела металл—шлак. Поэтому для ускорения десульфурации металл и шлак перемешивают;
- шлак с повышенным содержанием серы скачивают, чтобы не вызвать процесс ресульфурации при разливке стали.

## 1.4. Раскисление стали

---

Окислительные условия ведения плавки в сталеплавильных агрегатах, наличие окислительных шлаков, а также взаимодействие металла с атмосферой при выпуске и разливке — все это приводит к тому, что кислород, растворенный в стали, к моменту его выпуска имеет повышенную активность.

Влияние кислорода на свойства стали:

- избыточный кислород в процессе кристаллизации взаимодействует с примесями  $\text{Si}$ ,  $\text{Al}$ ,  $\text{Mn}$ , образуя  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MnO}$ , то есть является причиной загрязнения стали неметаллическими включениями, которые ухудшают механические свойства стали;
- в условиях кристаллизации избыточный кислород взаимодействует с углеродом, что приводит к газовыделению и образованию кипящей макроструктуры слитка;
- на завершающих стадиях охлаждения избыточный кислород выделяется в виде  $\text{FeO}$  по границам аустенитных зерен, причем образуется эвтектика  $\text{FeS-FeO}$  с температурой плавления  $910^\circ\text{C}$  (температура плавления эвтектики  $\text{FeS-Fe}$  —  $988^\circ\text{C}$ ), которая является причиной красноломкости стали, следовательно



но, избыточный кислород усиливает явление красноломкости стали.

Заключительным этапом любого сталеплавильного процесса является снижение концентрации кислорода до пределов, исключающих вредное влияние кислорода на свойства стали. Эта операция получила название *раскисление*. Существует три способа раскисления:

- осаждающее (глубинное);
- диффузионное (экстракционное);
- в вакууме;
- синтетическими шлаками.

***Осаждающее (глубинное) раскисление*** получило наибольшее распространение. Его суть заключается в снижении концентрации растворенного в металле кислорода путем перевода его в прочные оксиды по схеме  $[O] + [Эл] = (ЭлО)$ . Элементами чаще всего являются металлы активные к кислороду (Al, Si, Mn). *Недостатком* данного способа раскисления является загрязнение металла продуктами раскисления (неметаллическими включениями).

***Диффузионное (экстракционное) раскисление*** основано на изменении условий равновесного распределения кислорода между металлом и шлаком, поскольку кислород в виде FeO достаточно хорошо растворяется и в шлаке.

Добиться снижения содержания кислорода в металле можно за счет раскисления шлака. В качестве раскислителей, вводимых в шлак, используют кокс, электродный бой, ферросилиций, алюминий и др.

Переход  $[FeO] \rightarrow (FeO)$  происходит до установления постоянства коэффициента распределения. Этот переход при нарушении равновесия осуществляется диффузией. Поэтому раскисление называется *диффузионным*.

Основное *достоинство* — процесс не связан с загрязнением металла продуктами раскисления, следовательно, обеспечивается более высокое качество стали. *Недостаток* — процессы диффузионного распределения между металлом и шлаком носят затяжной характер, поэтому на раскисление требуются большие затраты времени. В результате снижается производительность процесса и увеличивается стоимость стали. По этому способу раскисляются стали высокого качества.

***Раскисление в вакууме*** основано на возрастающей раскисляющей способности углерода при снижении внешнего давления:

$$[C] + [O] = \{CO\};$$

$$K = \frac{P_{CO}}{[C] \cdot [O]} \Rightarrow [O] = \frac{P_{CO}}{K[C]}, \quad (1.6)$$

где  $K$  — константа равновесия реакции;  $P_{CO}$  — парциальное давление газа  $\{CO\}$ .

Условие протекания реакции:  $P_{CO} \geq P_B$ , где  $P_B$  — внешнее давление. При снижении  $P_{CO}(P_B)$ , согласно реакции (1.6) содержание кислорода в металле  $[O]$  понизится. Соотношение (1.6) характеризует также раскисляющую способность углерода в зависимости от внешнего давления.

*Достоинство* данного способа раскисления заключается в том, что раскисление металла не сопровождается загрязнением металла неметаллическими включениями, следовательно, обеспечивается высокое качество металла. *Недостаток* — необходимо дорогостоящее оборудование для создания вакуума.

Диффузионное раскисление в вакууме применяется для получения специальных высококачественных сталей (трансформаторная сталь).

## 1.5. Основы дегазации стали

В обычных условиях выплавки невозможно получить сталь, не содержащую газы — азот и водород. Это объясняется следующим:

- любой материал, применяемый для выплавки стали, содержит газы;
- при выплавке стали без защитной атмосферы неизбежен контакт жидкого металла с газовой фазой, содержащей азот, водород или водяные пары. При этом газы могут растворяться в металле.

Растворение газов в стали при  $t = \text{const}$  определяется законом Сиверта

$$[Г] = K_{Г} \cdot \sqrt{P_{\{Г_2\}}},$$

где  $[Г]$  — содержание газа в стали;  $K_{Г}$  — коэффициент пропорциональности (константа растворения);  $P_{\{Г_2\}}$  — парциальное давление его в газовой фазе.

### Влияние водорода

Атмосфера почти любого сталеплавильного агрегата содержит какое-то количество водорода или паров воды. Некоторое количество влаги может попасть вместе с шихтой и добавочными материалами.

При содержании водорода в металле больше  $2 \text{ см}^3/100 \text{ г}$  в стали образуются флокены (микротрещины толщиной примерно 0,01 и длиной до 1 см).

Для устранения флокенов необходимо удаление из стали водорода или длительный изотермический отжиг — это медленное охлаждение заготовок (слитков) в специальных камерах (100–120 ч).

Содержание водорода менее  $2 \text{ см}^3/100 \text{ г}$  называется *порогом флокенообразования* или *водородоохрупчивания*.

### Влияние азота на свойства стали

Азот почти всегда присутствует в атмосфере сталеплавильного агрегата. Однако содержание азота в готовой стали в большой степени зависит от типа процесса. Так, например, в мартеновском процессе содержание азота составляет 0,008...0,01 %; в электродуговом — 0,01...0,012 %; в кислородно-конвертерном — 0,006...0,01 %. Такое различие объясняется неодинаковыми условиями поглощения и выделения азота во время плавки.

Влияние азота на свойства стали обусловлено уменьшением растворимости азота в железе при  $\gamma$ - $\alpha$  превращении и последующем охлаждении в области  $\alpha$ -состояния. Пересыщение происходит при невысоких температурах, поэтому азот склонен к образованию метастабильных растворов. Они разлагаются с образованием нитридов ( $\text{Fe}_4\text{N}$  — мелкодисперсной фазы) по границам зерен металла в процессе службы изделия, что вызывает упрочнение стали, снижение ее пластичности и называется *старением* металла.

## 1.6. Неметаллические включения в стали

---

### Общая характеристика неметаллических включений

В конце окислительного рафинирования жидкий металл (по сравнению с твердым) по содержанию кислорода, серы, фосфора, азота и других вредных примесей является пересыщенным раствором. В про-

цессе кристаллизации и охлаждения неизбежно выпадение примесей с образованием различных химических соединений, которые образуют самостоятельную фазу в виде неметаллических включений, фиксируясь в объеме твердой стали. *Неметаллическими включениями* (НВ) называют содержащиеся в стали соединения металлов (железа, марганца, кремния) с неметаллами (кислородом, серой, азотом, водородом, фосфором).

Источниками образования НВ в стали являются также огнеупоры и шлаки, с которыми металл соприкасается во время плавления и разливки.

При продувке и внепечной обработке полностью избавиться от неметаллических включений невозможно. Следовательно, в любой твердой стали неизбежно содержание различных НВ, которые ухудшают ее качество и свойства, так как:

- нарушают сплошность металла;
- имеют по сравнению с металлом разный коэффициент расширения и неодинаковую деформируемость.

В спокойной, особенно легированной, стали обычно преобладают оксидные включения, доля которых в общем количестве включений часто достигает 70–85 %.

Основную долю вредных НВ составляют оксиды и сульфиды.

#### Способы обеспечения чистоты стали

Большинство включений, образующихся в процессе производства, не могут оставаться долго во взвешенном состоянии в жидкой стали. НВ легче металла, и под воздействием гравитационных сил они должны всплывать. Для крупных включений (до 1 мм), если металл не перемешивается, скорость их всплывания в жидкой стали может быть описана уравнением Стокса

$$V = \frac{2}{9} gr^2 \frac{\rho_{\text{ме}} - \rho_{\text{вкл}}}{\eta},$$

где  $V$  — скорость всплывания, м/с;  $\rho_{\text{ме}}$ ,  $\rho_{\text{вкл}}$  — плотности жидкой стали и включения, кг/м<sup>3</sup>;  $r$  — радиус всплывающего включения, м;  $\eta$  — коэффициент динамической вязкости жидкой стали, Па · с.

Следовательно, чем меньше вязкость жидкого металла, больше разность плотностей и крупнее включение, тем с большей скоростью оно всплывает.

## 2. Технология выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи (ДСП)

---

### 2.1. Выбор технологии электроплавки

---

**О**бъемно-планировочные решения электросталеплавильных цехов (ЭСПЦ) определяются выплавляемым сортаментом сталей и выбранной технологией их производства. Основные варианты следующие:

- переплав легированных отходов и продувка ванны кислородом;
- плавка электростали «на свежей шихте» с полным окислением;
- плавка электростали на шихте из металлизированных окатышей и собственных легированных отходов;
- технология выплавки стали дуплекс-процессом: ДСП — агрегат комплексной обработки стали (АКОС).

В общей технологии выплавки стали в дуговых электропечах, независимо от вида применяемой футеровки, источника питания постоянного или переменного тока, а также марки стали, присутствуют следующие периоды плавки, характеризующиеся работой печи под током и бестоковой задолженностью печи. При технологии высшего уровня электроплавки вместо понятия «длительность плавки» используют термин «длительность цикла плавки» [1].

При плавке стали монопроцессом все операции по выплавке и доводке стали осуществляются в одном агрегате, а его производительность прежде всего определяется общей длительностью плавки ( $t$ , мин), которая рассчитывается как сумма длительности всех периодов плавки

$$t = \tau_{\text{зап}} + \tau_{\text{зав}} + \tau_{\text{ок}} + \tau_{\text{вос}} + \tau_{\text{вып}} + \tau_{\text{пр}}, \quad (2.1)$$

где  $\tau_{\text{зап}}$  — длительность заправки;  $\tau_{\text{зав}}$  — длительность завалки;  $\tau_{\text{ок}}$  — длительность окислительного периода;  $\tau_{\text{вос}}$  — длительность восстано-

вительного периода;  $\tau_{\text{вып}}$  — длительность выпуска;  $\tau_{\text{пр}}$  — длительность простоев.

*Заправка печи ( $\tau_{\text{зап}}$ ).* После выпуска из печи предыдущей плавки стали и шлака производят заправки откосов специальными смесями, осуществляют залечивание (ремонт) футеровки подины либо вручную на печах малой емкости, либо с помощью заправочных машин. В печах с эркерным выпуском стали после каждой плавки ведут заправку верхней части откосов, а после каждого цикла (15–20 плавок) печь опорожняют, подину очищают и производят заправку подины обычным способом. Судя по отечественной и зарубежной практике, заправка печей, работающих одношлаковым процессом, составляет 5–6 мин, двухшлаковым процессом — 15 мин. На такие величины можно ориентироваться при расчетах.

*Завалка шихты ( $\tau_{\text{зав}}$ ).* Осуществляется грейферной корзиной в один либо два приема с подвалкой (25–30 %) в зависимости от насыпной плотности лома. При использовании металлизированных окатышей их загружают вместе с ломом (до 25 %) или через свод непрерывно либо периодически.

Машинное время разгрузки одной корзины составляет 5–6 мин, на эту величину и ориентируются при расчетах. Продолжительность подвалок также принимается 5–6 мин. На заводах с полным циклом в последнее время в качестве металлической составляющей шихты применяют жидкий чугун, который заливают через рабочее окно с помощью специального желоба.

После завалки основной металлошихты печь закрывают сводом, опускают электроды и приступают к расплавлению металлолома. При этом электроды опускают вниз, проплавляя колодцы в шихте, расплавленный металл стекает на подину. При достижении электродами поверхности расплавленного металла горение дуг стабилизируется. Для интенсификации плавления в печь подают кислород в смеси с природным газом для подрезки (прогрева) лома и дополнительного нагрева расплава через топливно-кислородные горелки. При использовании максимальной мощности трансформатора дуги оголяются. Чтобы избежать перегрева футеровки и водоохлаждаемых панелей, наводят пенистый шлак за счет вдувания в него порошкообразных углеродистых материалов

*Окислительный период плавки ( $\tau_{\text{ок}}$ ).* В этот период проводят дефосфорацию металла, осуществляют его подогрев и выравнивание тем-

пературы, удаляют газы и неметаллические включения. Интенсифицируют процесс продувкой металла кислородом, что способствует интенсивному образованию пузырьков газа CO и кипению металла. Процесс сопровождается присадками шлакообразующих материалов с постоянным обновлением шлака для проведения успешного процесса дефосфорации. По окончании окислительного периода берут пробы металла и снимают практически полностью окислительный шлак. В сверхмощных печах, когда предполагается плавить сталь одношлаковым процессом, расчетное время ( $\tau_{ок}$ ) составляет 20 мин. В классических печах при одношлаковом процессе продолжительность периода в среднем составляет 60 мин. Для одношлакового процесса после окислительного периода следует доводка  $\tau_{дов}$  — период, в течение которого проводится предварительное раскисление и присаживается основная масса легирующих. На это достаточно 10 мин. Если проектируемый цех оснащается оборудованием для комплексной обработки (в том числе и для легирования) в ковше, то доводка может быть сокращена до 5 мин.

При двухшлаковом процессе после окислительного периода следует восстановительный период.

*Восстановительный период* ( $\tau_{вос}$ ). Его начинают с наведения высокоосновного безжелезистого шлака за счет присадки извести, плавикового шпата. Задачи периода: раскисление металла, удаление серы, доведение химического состава стали до заданного, корректировка температуры. Для обеспечения необходимых условий десульфурации проводят одновременное удаление кислорода за счет диффузионного, глубинного или комбинированного раскисления металла путем присадки раскислителей — порошков кокса или ферросилиция — на шлак, ферромарганца и ферросилиция в кусках — в глубину металла. Окончательно металл раскисляют алюминием. Общая продолжительность восстановительного периода при выплавке разных марок сталей составляет 60–120 мин.

*Выпуск стали* ( $\tau_{вып}$ ). Способ выпуска стали в ковш определяется прежде всего конструкцией ДСП, а также наличием шумозащитного кожуха. Наиболее предпочтительна конструкция эркерного или донного выпуска. Продолжительность выпуска плавки из печей малой и средней вместимости составляет 2–3 мин, из 100-тонной печи — 5–6 мин.



## 2.2. Технология выплавки дуплекс-процессом

По мере развития способов внепечной обработки стали приоритет отдается выплавке стали одношлаковым процессом, когда ДСП используется преимущественно для расплавления и дефосфорации жидкого металла. Раскислительное рафинирование, легирование, доводка стали по температуре и химическому составу осуществляется вне печи, в сталеразливочном ковше, с использованием специальных агрегатов. Такая технология называется дуплекс-процессом. Суть концепции сводится к использованию ДСП для выплавки полупродукта при максимальном ускорении процесса расплавления лома и переносе операций рафинирования и доводки стали до заданных требований в агрегат печь-ковш. Концепция технологии высшего уровня представлена на рис. 2.1.

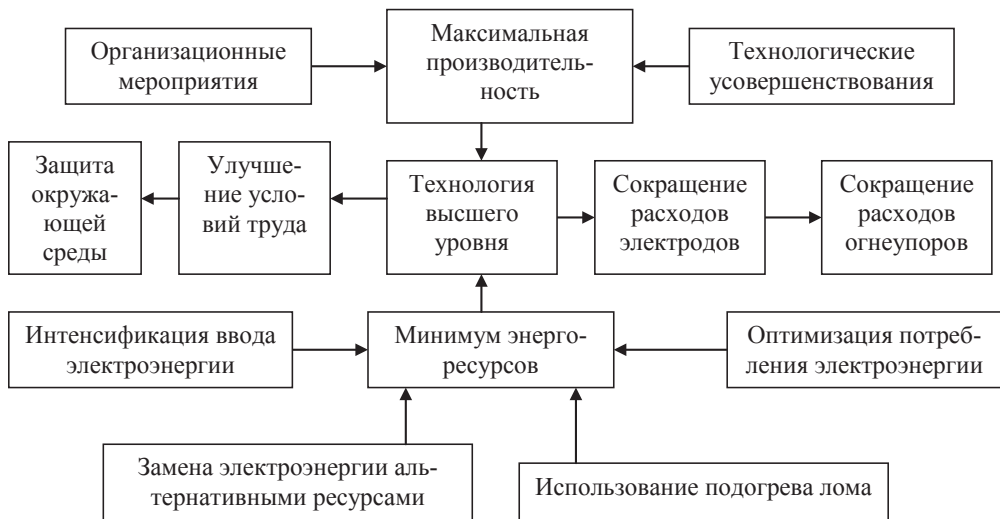


Рис. 2.1. Концепция технологии высшего уровня

Эта технология характеризуется следующими принципами:

- основной технологической операцией в ДСП является дефосфорация стали, совмещенная с плавкой шихты. Для успешного проведения этой операции на остаток (болото) жидкого металла от предыдущей плавки загружается известь, а вместе с ломом в бадье подается известняк;

- продувка кислородом, наличие известкового основного шлака в начальный период плавления и относительно низкая температура металла способствуют переходу фосфора в шлак. Самопроизвольный сход шлака через порог печи и обновление его за счет периодической присадки шлакообразующих через свод ускоряют и облегчают процесс;
- поддержание максимальной длины дуг и максимальной их мощности. Работа печи на повышенном напряжении. Это обеспечивается поддержанием заполненности печи (до 80 %), по возможности, длительный период времени с подвалкой (~1/3 части шихты); созданием вспененного шлака за счет периодической присадки шлакообразующих и вдуванием углеродсодержащих материалов, что экранирует дуги и предохраняет футеровку свода и стен печи от высокой тепловой нагрузки, создает на водоохлаждаемых панелях защитный гарнисажный слой;
- предварительный подогрев лома ускоряет процесс плавления за счет физического тепла, внесенного металлоломом, и благодаря лучшим условиям горения дуг;
- применение топливно-кислородных горелок в «холодных» зонах печи обеспечивает выравнивание фронта плавления по сечению печи, интенсифицирует процесс, снижает расход электроэнергии и электродов;
- присадка науглероживателей в свежую шихту на «болото» металла или инъекция угольного порошка в сочетании с интенсивной продувкой кислородом на протяжении всего периода плавления снижают энергозатраты;
- интенсивная продувка кислородом с ориентированной на допустимо минимальную концентрацию углерода в полупродукте всех марок сталей приводит к существенному сокращению цикла плавки и к исключению регулирования остаточного углерода в печи;
- обеспечение заданного состава и температуры стали производится на внепечных агрегатах, которые выносятся в отдельный пролет или здание. Подогрев и доводка по температуре производится в ковше-печи путем подвода мощности примерно на порядок ниже, чем в дуговой печи в период плавления;
- внепечная обработка стали в целях доведения до заданного химического состава и температуры, а также воздействие на мор-

фологию неметаллических включений должны предусматривать подогрев металла, вакуумную обработку, набор средств для перемешивания металла, присадку кусковых и порошковых материалов;

- отсечка печного шлака, использование электродуговых печей нового поколения позволяет отсекал печной шлак и полностью предотвращать его попадание в ковш, благодаря так называемому «болоту» в сочетании с использованием донного и эркерного выпусков (или сифонного).

Оценка эффективности производства электростали осуществляется по трем параметрам: производительность, качество, стоимость.

В структуре себестоимости электростали значительную часть занимают расходы по переделу (до 60 %), которые в свою очередь распределяются следующим образом: энергия — 43,1 %; электроды — 14,2 %; огнеупоры — 13,3 %; транспортные расходы — 11,7 %; обслуживание — 14,7 %; издержки производства — 2,5 %.

### 2.3. Устройство современной дуговой сталеплавильной печи переменного тока

---

В современных ДСП предусматривается выплавка стандартного железоуглеродистого полупродукта с окислением углерода и фосфора при работе печи с максимальной мощностью трансформатора на длинных дугах с высоким напряжением электрического тока. В этих условиях ввод электрической мощности с высоким напряжением возможен только при работе на вспененных шлаках. Для проведения окислительных процессов и оперативного наведения вспененных шлаков сверхмощные дуговые печи оснащаются системами для ввода углерода в металл и шлак. Так как плотность тока на электродах ограничена  $30 \text{ А/см}^2$ , то максимальный диаметр электродов, применяемых в ДСП переменного тока, составляет 600 мм, а допустимая нагрузка по току — 90 кА.

Источником питания в ДСП является трансформатор, мощность которого достигает 125–150 МВ·А.

Определяющими факторами при выборе типа и вместимости печи являются производительность и выплавляемый сортмент стали. Ниже

приведены рекомендации по вместимости печей для выплавки различных групп сталей, т:

- углеродистые, конструкционные, низколегированные ..... 100–200
- подшипниковые, высоколегированные ..... 50–100
- коррозионно-стойкие ..... 25–100
- быстрорежущие ..... 12–25
- прецизионные сплавы ..... 6–12

Технические характеристики современных ДСП отечественного производства приведены в табл. 2.1, а их общий вид представлен на рис. 2.2.

Современная дуговая сталеплавильная печь вместимостью 100–200 т предназначена для выплавки стали различного сортамента в технологической линии совместно с агрегатом комплексной обработки стали (АКОС) и должна использоваться для получения жидкого полупродукта из стального лома, металлизированных окатышей и перепельного чугуна.

Она оборудована стеновыми охлаждаемыми элементами и водоохлаждаемым сводом специальной конструкции, обеспечивающей дожигание оксида углерода в рабочем пространстве печи, снабжена комплектом газокислородных горелок, расположенных в стенах, дверце рабочего окна и в зоне эркерного выпуска металла, комплектом сопел «острого» дутья для дожигания СО и Н<sub>2</sub> в печи, манипулятором для вдувания в расплав углерода, оксида кальция и кислорода в целях перемешивания расплава и образования пенистого шлака.

Возможен подогрев загружаемого лома отходящими печными газами с размещением ДСП в шумозащитном кожухе.

Система газоочистки электропечи состоит из фильтров для очистки отходящих газов от пыли, вредных и токсических составляющих — диоксинов, фуранов, оксидов азота, что обеспечивает экологическую чистоту.

Несущей конструкцией печи является двухсекторная люлька. Сектора люльки при наклоне печи перекачиваются по фундаментным балкам. Наклон печи для слива металла и скачивания шлака обеспечивается гидроцилиндрами.

Кожух печи — сварной конструкции со специальными разъемами для выполнения ремонтных работ. Верхняя часть печи выполняется цилиндрической, основу которой составляет трубчатый каркас с двумя горизонтальными поясами и вертикальными стойками.

Таблица 2.1  
Основные параметры отечественных ДСП

Технические показатели	Типы ДСП										
	ДСП05	ДСП1,5	ДСП3	ДСП6	ДСП12	ДСП25	ДСП50	ДСП100	ДСП125	ДСП150	ДСП200
Номинальная емкость, т	0,5	1,5	3,0	6,0	12,0	25,0	50,0	100	125	150	200
Диаметр кожуха на уровне отко- сов, м	1720	2400	2950	3350	4260	4700	5600	6900	7000	7000	7500
Мощность трансформатора, кВт·А	630	1250	2000	5000	9000	15000	32000	75000	90000	125000	125000
Максимальный ток, кА	1,68	3,21	4,8	9,85	12,3	23,55	50	70	75	80	87
Диаметр электродов, мм	150	150	200	300	350	400	500	610	610	610	610
Диаметр ванны на уровне откосов, мм	1100	1500	1800	2230	2740	3540	4560	5900	6200	7000	7330
Глубина ванны от порога, мм	260	360	400	425	565	775	995	1100	1200	1300	1480
Масса металлоконструкции, т	5,2	11,3	22,8	50	90	168	360	510	600	700	850
Расчетный удельный расход элек- троэнергии, кВт·ч/т	650	535	515	500	420	360	440	420	330– 360	380	420

Примечания: 1. Высота рабочей площадки для ДСП от 50 до 200 т – 6,2...8,0 м.  
2. Продолжительность плавки печи под током  $\tau_{\text{расп}} = 36$  мин;  $\tau_{\text{общ}} = 65$  мин.  
3. Удельный расход: электроэнергии – 300...350 кВт·ч/т; электродов – 2,5...3,0 кг/т; природного газа – 8...10 м<sup>3</sup>/т; кислорода – 35...40 м<sup>3</sup>/т; угольной пыли – 10...12 кг/т.  
4. Одна тонна углеродсодержащего материала эквивалентна 5 кВт·ч/т и на 30 % сокращает время плавки.

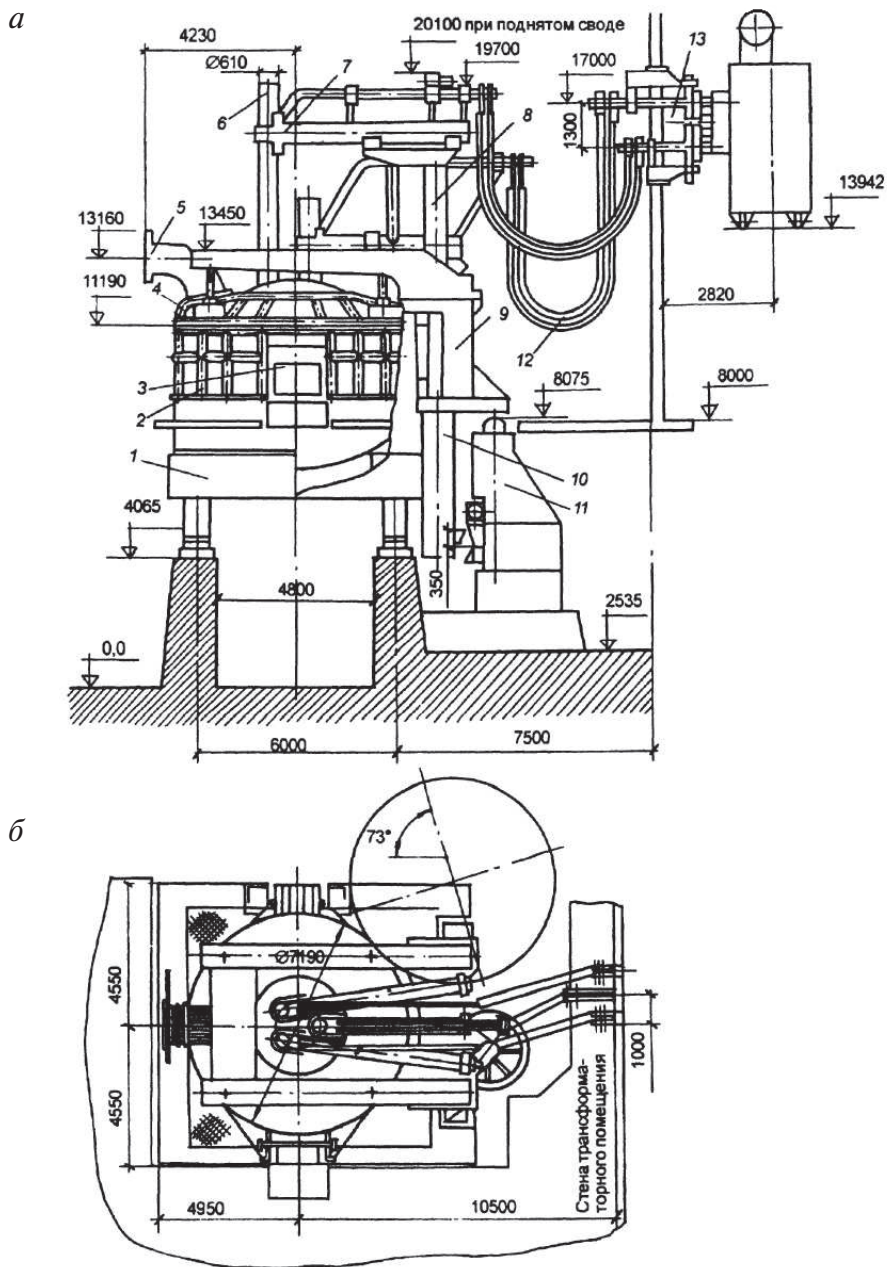


Рис. 2.2. Электропечь ДСП-100 И7:

*а* — общий вид печи (1 — люлька; 2 — кожух; 3 — рабочее окно; 4 — свод; 5 — газоотвод; 6 — электрод; 7 — электрододержатель; 8 — стойка электрододержателя; 9 — портал; 10 — шахта; 11 — механизм подъема и отвода свода; 12 — кабельная гирлянда; 13 — короткая сеть); *б* — вид сверху

К каркасу крепятся водоохлаждаемые панели. Выполнение кожуха удлиненным по вертикали позволяет использовать энергию тепла технологических газов, образующихся при расплавлении шихты, для нагрева металла. По мере нагрева, плавления и оседания шихты верхняя часть объема печи освобождается и служит для дожигания СО и Н<sub>2</sub> с помощью кислорода, подаваемого через сопла «острого» дутья, что позволяет более эффективно использовать тепло в рабочем пространстве и уменьшить тепловую нагрузку на систему газоочистки.

Нижняя часть кожуха выполняется цилиндросферической формы с эркером и горизонтальным поясом жесткости.

Перемешивание расплава в ванне обеспечивается с помощью инертного газа, подаваемого через пористые огнеупорные пробки, расположенные в днище печи.

Конструкция свода электропечи, герметично установленного на кожухе, комбинированная: футерованная купольная центральная часть и водоохлаждаемая периферийная часть, сформированная из отдельных трубчатых секций. В купольной части имеются отверстия для ввода электродов с газодинамическими уплотнениями.

По периметру печи в кожухе устанавливают газокислородные горелки с фиксированным факелом в наименее теплонагруженных (холодных) зонах. Дополнительно могут устанавливаться горелки, вводимые через рабочее окно печи и в районе эркерного отверстия.

Электропечь снабжена токопроводящими рукавами, соединяющими электроды с трансформатором, имеющими различные системы охлаждения. Короткая сеть печи выполнена по схеме «треугольник» на выводах трансформатора.

Механизм подъема и поворота свода, служащий для открывания рабочего пространства печи при загрузке шихты, гидравлический. Для загрузки шихты сверху используется корзина грейферного типа, висящая на крюках завалочного крана.

Регулирование перемещения электродов в процессе плавки автоматическое.

Управление работой печи по ходу плавки осуществляется автоматизированной системой управления (АСУ) на базе микропроцессорной техники, которая решает следующие задачи: сбор, первичная обработка и хранение информации о состоянии и работе электропечи; программно-логическое управление с оптимизацией энерготехноло-



гических режимов электроплавки, включая режим электропитания, работу горелок, фурм и других параметров.

Основные направления повышения эффективности электроплавки и применения ДСП при реконструкции действующего производства и при проектировании новых цехов:

- увеличение удельной мощности трансформатора и совершенствование режимов плавки;
- совершенствование конструкции электропечи;
- интенсификация ввода кислорода и применение альтернативных источников энергии;
- предварительный подогрев лома;
- разработка и применение дуговых печей постоянного тока.

## 2.4. Использование тепла отходящих печных газов в ДСП

С отходящими печными газами уносится до 20 % затраченной энергии [2–4].

Дуговые сталеплавильные печи являются мощным потребителем электроэнергии, и доля расходов на электроэнергию в себестоимости стали достигает 25 %.

Один из способов уменьшения расхода электроэнергии — предварительный подогрев лома перед его загрузкой в печь. Чем выше подогрев лома, тем внушительней экономия электроэнергии и электродов.

Без кардинального изменения существующей конструкции ДСП нагревать лом до высоких температур (~800 °С) технически невозможно. На практике ограничиваются нагревом до 300 °С, который можно осуществлять в обычных загрузочных бадах.

Лом в загрузочных бадах подогревают или природным газом, или теплом отходящих из печи газов. Ниже приведены значения полезно вносимого тепла при различных температурах нагрева лома [5], а экономию энергии можно оценить по значению теплового КПД конкретной печи:

средняя температура лома, °С .....	100	200	300	400	500	600
полезно вносимое тепло, кВт·ч/т стали .....	13,0	20,6	47,9	57,3	74,3	94,7

Наиболее экономичный вариант — подогрев лома за счет использования тепловой энергии (15–20 % вводимой энергии) дымовых газов. Для этого между камерой дожигания печных газов и газоочисткой встраивают комплекс оборудования для подогрева лома. Эффективная работа такого оборудования возможна, если горячие газы проходят через шихту, при этом должно обеспечиваться хорошее уплотнение в камере подогрева лома для уменьшения присоса воздуха.

#### **2.4.1. Порционный нагрев лома в загрузочных бадьях**

Порционный подогрев лома в загрузочных бадьях известен с начала 1980-х годов. Разработали технику и технологию использования тепла отходящих из дуговой печи газов в период энергетического кризиса и, например, в Японии построили около 50 таких установок. Реализация способа позволяет снизить потери тепла с отходящими газами и в определенной степени способствует энергосбережению. Так, согласно оценке, удельный расход электроэнергии в результате применения технологии снижается на 20–40 кВт·ч/т. Однако подогретый лом в период загрузки в печь выделяет дым, загрязняя атмосферу в цехе, а выделение вредных веществ на выходе из системы газоочистки создает условия для загрязнения окружающей среды. Решения этой проблемы найдено не было, и большинство установок подогрева лома перестали эксплуатировать.

В известных современных технических решениях [2, 3] применяют загрузочные бадьи из жаропрочной антикоррозионной стали без существенных изменений их конструкции. Надежные уплотнители на входе горячих газов в загрузочную бадью должны обеспечить проход газов только через слой лома и предотвратить обходное их движение по стенам камеры нагрева. Для улучшения прохода дымовых газов и удаления собирающихся на дне масел и других жидких продуктов, образующихся при нагреве лома, бадьи в нижней части имеют отверстия. Установки оснащены средствами измерения и контроля параметров отходящих газов. Регулирование расхода дымовых газов осуществляется автоматически в зависимости от их температуры на выходе из камеры нагрева. Установки оснащены регулирующими и отсечными клапанами, работающими в условиях запыленных газов при температуре до 800–850 °С.

Наиболее простой вариант заключается в подаче отходящих газов с температурой 1200 °С в герметично закрытую камеру подогрева, куда помещена бадья или специальный контейнер с металлоломом (рис. 2.3).

Газ, проходя через камеру, отдает тепло металлолому, эвакуируется из объема камеры с помощью дымососа и подается в общий коллектор отходящих газов.

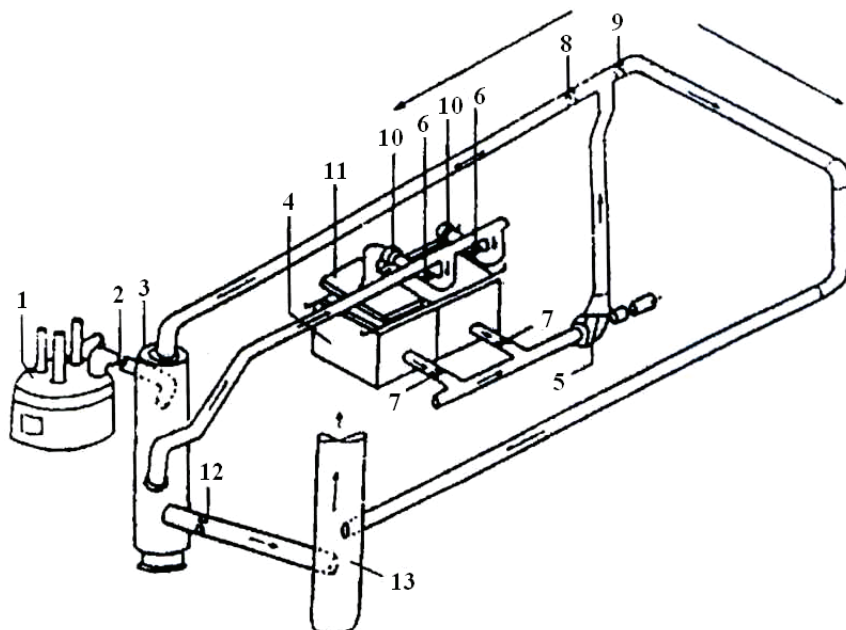


Рис. 2.3. Схема установки предварительного нагрева металлолома:

1 — ДСП; 2 — раструб для подсоса воздуха; 3 — камера сгорания; 4 — камера подогрева металлолома; 5 — вентилятор камеры подогрева; 6, 7 — задвижки; 8 — клапан рециклинга газа; 9 — клапан эвакуации газа; 10 — датчики температуры; 11 — подвижная тележка со сводом камеры подогрева; 12 — регулятор давления в ДСП; 13 — газоотвод на газоочистку

Неорганизованные выбросы и отходящие из ДСП газы смешиваются в общем коллекторе и с помощью другого дымососа направляются на газоочистку. Давление газов в ДСП регулируется в различные периоды с помощью специальных задвижек, расположенных в газоотводящем тракте.

Такие системы можно использовать только для нагрева чистого лома, не содержащего масел, пластмасс и других веществ, возгоняющихся при нагреве и загрязняющих окружающую атмосферу. По до-

стижении температуры 300–1000 °С при наличии в ломе масел и пластмасс образуются диоксины и фураны, содержание которых в отходящих газах строго ограничено. Поэтому такие установки не получили распространения и могут устанавливаться на ДСП малой емкости. Для устранения этого недостатка необходимо после выхода газов из камеры подогрева ставить дополнительную камеру дожигания и возвращать газы снова в камеру нагрева, смешивая их с воздухом, обеспечивая рециркуляцию печных газов.

Схема предварительного подогрева скрапа в объединенных камерах подогрева и дожигания приведена на рис. 2.3. Газ, отходящий из печи, направляется в камеру сгорания, расположенную над камерой нагрева. В камере сгорания расположена кислородно-топливная горелка, сюда же подводится воздух, предварительно нагретый в рекуператоре. Рекуператор (металлический или керамический) расположен за камерой подогрева на пути движения газа в системе газоочистки и пылеулавливания. Для регулирования давления в ДСП, а также при неработающей системе подогрева печные газы с помощью байпаса могут направляться непосредственно в рекуператор для охлаждения перед системой газоочистки.

Оригинальной конструкцией отличаются печи Danarc фирмы Danieli, в которых 100 % металлозавалки подогревается в бадье.

Стенд для подогрева шихты состоит из водоохлаждаемой бадьи, установленной на тележке для обеспечения быстрой и полностью автоматизированной загрузки скрапа, нагретого до температуры 600 °С, в центральную зону печи. Горячие газы, отводимые из печи через подвижный водоохлаждаемый дымоход, проникают в столб скрапа сверху и передают ему тепло, остывая при этом и покидая стенд для подогрева при температуре 400 °С. Тем самым предотвращаются избыточные термические нагрузки в удерживающих элементах бадьи. В соответствии с требованиями, относящимися к технологическому процессу или обслуживанию оборудования, горячие газы могут быть отведены в обход бадьи через специальный клапан и водоохлаждаемый трубопровод без нарушения режима работы печи.

Одним из главных аспектов, которые отличают конструкцию печи Danarc, является ее форма, связанная с необходимостью загрузки всего количества скрапа одной бадьей, что выражается в большой высоте печи со вторым рядом водоохлаждаемых панелей, расположенным выше панелей традиционной однорядной конструкции (рис. 2.4).

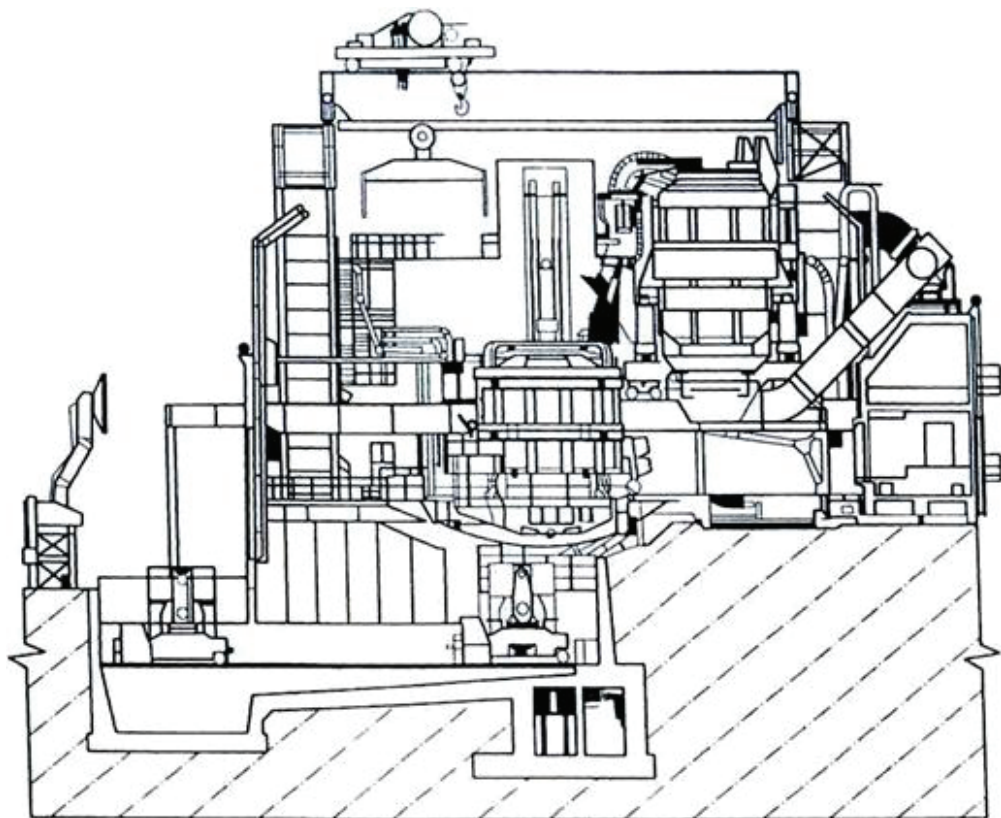


Рис. 2.4. Печь Danarc, установленная в плавильном цехе завода фирмы ABS

Преимущества такой конструкции следующие: сокращение продолжительности отключения печи для загрузки и уменьшение при этом потерь тепла излучением; улучшение утилизации энергии вследствие вторичной стадии подогрева скрапа в печи; более высокий КПД при работе с длинной дугой из-за наличия протяженной зоны экранирования стеновых панелей скрапом; более высокая степень дожигания СО в результате возрастания длительности пребывания отходящих газов в печи; уменьшение воздействия на окружающую среду вследствие меньшего количества сводовых отверстий и меньшего выделения СО; более высокая производительность печи и меньшая себестоимость металла.

В табл. 2.2 приведены показатели работы электропечи с подогревателем лома в бадье Danarc Plus (металлургический завод компании ABS) [3].

Таблица 2.2

**Показатели работы ДСП Danarc Plus**

Показатели	Холодный лом	Нагретый лом
Вместимость печи, т	100	100
Масса плавки, т	90	90
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	330	260
Расход кислорода, м <sup>3</sup> /т	41,6	35
Природный газ, м <sup>3</sup> /т	8	7
Вдуваемый материал, кг/т:		
— углеродистый порошок	9	9,8
— известь	33	32
Удельный расход электродов, кг/т	1,1 (DC)	0,9 (DC)
Продолжительность плавки, мин	42	39
Время работы под нагрузкой, мин	36	30
Часовая производительность, т/ч	127	138

Основное требование, учитываемое при проектировании цехов с установкой предварительного подогрева лома, — установка должна размещаться на минимальном расстоянии от печи (это уменьшает тепловые потери при подаче бадьи и длину газоходов). Установка должна располагаться так, чтобы пробег мостовых кранов был тоже минимальным.

Установлено, что при подогреве лома в специальной бадье 45 % тепла отходящих газов расходуется на нагрев лома и бадьи, 37 % — теряется с водой охлаждаемых элементов и 18 % — с удаляемым газом [6]. Нагревают лом обычно до среднемассовой температуры 250–350 °С при температуре газа на входе 400–800 °С.

В настоящее время применяется несколько вариантов подогрева лома печными газами:

- в загрузочных бадьях;
- закрытых камерах;
- шахтных подогревателей;
- туннельных подогревателей;
- шахтных дуговых печах с удерживающими пальцами;
- установках комбинированного процесса подогрева.

Наиболее перспективными для внедрения в производство считаются подогреватели шахтного типа.



### 2.4.2. Подогрев лома в ДСП с шахтными подогревателями

В настоящее время существуют следующие разновидности печей с шахтным подогревом лома, отличающиеся своей конструкцией:

- ДСП с простым шахтным подогревателем;
- двухкорпусные ДСП с простым шахтным подогревателем;
- ДСП с шахтным подогревателем с удерживающими пальцами;
- грейферная печь системы ESP.

Дуговые печи с простым шахтным подогревателем (рис. 2.5) представляет собой современную дуговую печь, на которой сверху на свод вместо газоотводящего патрубка установлена металлическая шахта.

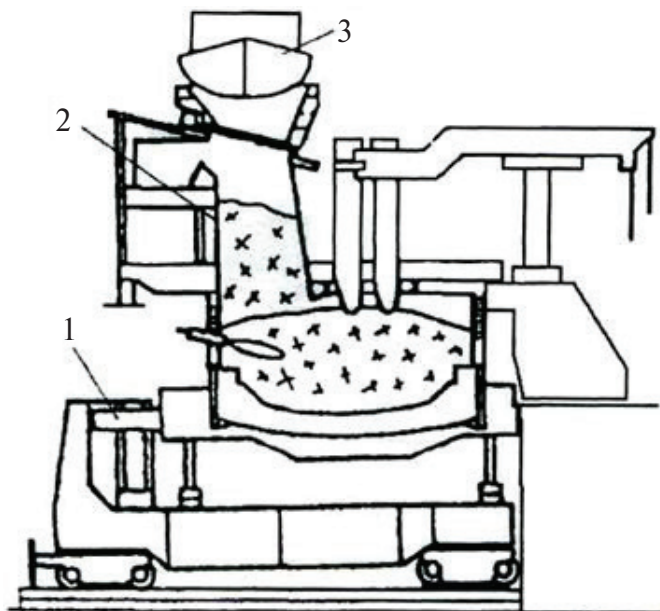


Рис. 2.5. ДСП с шахтным подогревателем лома:

1 — ДСП; 2 — шахтный подогреватель; 3 — грейфер мостового крана для подачи скрапа

После выпуска предыдущей плавки на оставшийся жидкий остаток металла через шахту загружается металлолом в полном объеме на одну плавку. После включения электродов образующиеся газы поднимаются по шахтному подогревателю, отдавая тепло находящейся в ней шихте, и предварительно ее подогревают. По мере проплавления металлошихта постепенно опускается в ванну печи, расплавляясь за счет тепла металла, шлака и электрических дуг. Однако такие печи не мо-



гут обеспечить высокую скорость проплавления шихты и снижение общей длительности плавки.

Более высокую эффективность достигают на двухкорпусных печах с шахтным подогревом.

Двухкорпусные ДСП позволяют реализовать непрерывное использование тепла отходящих газов во все периоды плавки. Когда в первой ванне идет плавление и рафинирование с использованием дугового нагрева, в соседней ванне ведется подогрев металлолома в шахте за счет топливно-кислородных горелок и отходящих газов из первой печи. Поэтому плавка во второй ванне начинается на горячей шихте, что значительно стабилизирует процесс горения дуг и позволяет использовать вводимую мощность до 92 %.

Сравнение показателей работы одно- и двухкорпусных печей представлено в табл. 2.3: двухкорпусные печи более эффективны, так как обеспечивают уменьшение длительности плавки на 25–30 %, повышение производительности на 25–30 % и снижение расхода электродов на 10–15 %.

Использование комплекса из двух ДСП с шахтным подогревателем и единой системой электропитания печей влечет за собой повышение капитальных затрат и требует высокой организации труда.

Таблица 2.3

**Сравнительная характеристика одно- (ОШ) и двухкорпусных (ДШ) ДСП  
вместимостью 90 т с шахтным подогревателем**

Показатель	ОШ	ДШ
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	330	340–360
Расход электродов, кг/т	1,8	1,6
Расход кислорода, нм <sup>3</sup> /ч	30	25–30
Расход природного газа, нм <sup>3</sup> /т	7	6–8
Углерод завалки, кг/т	15	8–10
Время под током, мин	33–40	35–37
Общая длительность цикла плавки, мин	51–60	38–43
Производительность, т/ч	96–112	130–135
Годовая производительность, т/год	700–800	1030–1100

Весьма эффективной является технология интегрированного предварительного нагрева скрапа в электросталеплавильном агрегате, которая реализуется в шахтных печах с удерживающими пальцами фирмы «Фукс Системтехника» [7]. Схема такой печи представлена на рис. 2.6.

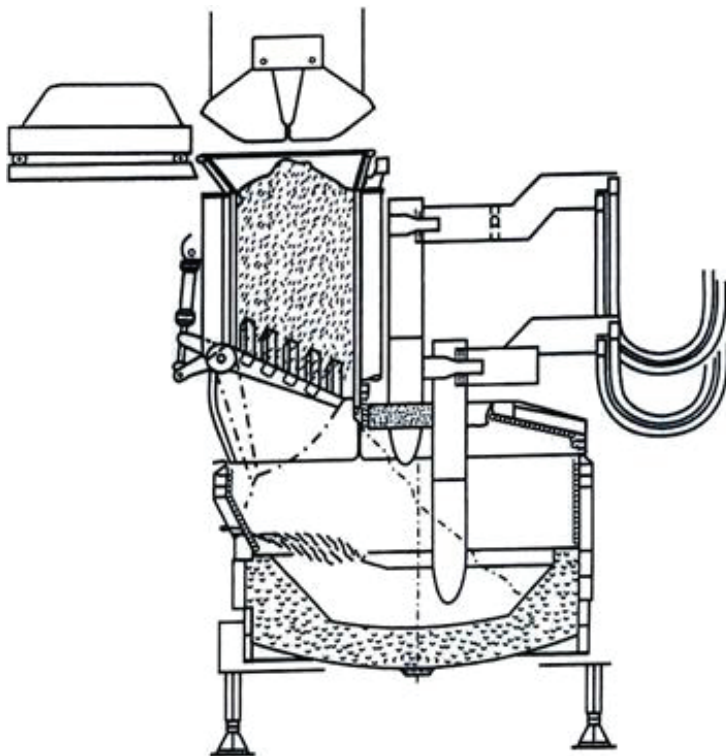


Рис. 2.6. Шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами

Развитие этой технологии происходит на базе обычной дуговой печи с увеличением объема за счет шахтного подогревателя.

Конструктивные особенности такой печи следующие:

- шахта на противоположной трансформатору стороне вблизи электродов полностью охлаждается водой в виде вертикально расположенной конструкции «труба в трубе»;
- пальцы, расположенные на нижнем конце шахты, охлаждаются водой и управляются посредством гидравлических цилиндров;
- пальцы закрыты только для предварительного нагрева первой корзины;
- объем шахты с емкостью печи рассчитан на загрузку 60 % металлошихты в завалку;
- колпак шахты открывается для загрузки скрапа и обеспечивает улавливание отходящего газа;
- исполнение конструкции шахты в виде самонесущей конструкции поддерживается либо рамой на рельсах, либо «вилкообраз-

ным порталом» и поднимается гидравлическим подъемником во время выпуска плавки или для проведения технического обслуживания;

- с экологической точки зрения комплекс электродуговой печи с шахтным подогревателем и установку ковш-печь следует размещать в специальном укрытии;
- для загрузки скрапа применяются прямоугольные корзины грейферного типа.

Основные принципы работы печей с шахтным подогревом заключаются в следующем:

- во время работы электродуговой печи максимальная нагревательная способность отходящих газов используется при загрузке лома; для предварительного нагрева используется не только отводимая теплота отходящего газа, но и химическая теплота продуктов дожигания;
- кислородные горелки, находящиеся под шахтой, не только обеспечивают нагрев лома с большой скоростью, но и способствуют быстрому повышению температуры отходящего газа, сокращая, таким образом, содержание несгоревших в струе газа частиц, уменьшая содержание токсичных элементов;
- лом, нагреваемый потоком отходящего газа, выполняет роль предварительного фильтра, уменьшая содержание пыли в отходящих газах;
- в последних конструкциях шахтного подогревателя установлены горелки, через которые подается природный газ и кислород, с их помощью обеспечивается подогрев лома до 800 °С и предотвращается образование диоксинов и фуранов.

Загружаемая в печь металлозавалка не требует глубокого фрагментирования. Лом должен иметь максимальную длину 1,5 м и массу не более 400 кг. В состав металлозавалки допустимо вносить брикеты, пакеты и даже стружку. В таких печах может применяться и жидкий чугун.

В табл. 2.4 представлены параметры работы шахтных печей при использовании различных шихтовых материалов, которые могут служить исходной информацией для технико-экономических расчетов при проектировании и внедрении указанных печей [8].

Преимущества этих печей особенно заметны при сравнении их работы с аналогичными показателями традиционных электродуговых печей.

Таблица 2.4

## Параметры работы шахтных печей

Параметр	Загружаемый материал, %		
	скрап 100	скрап 50, окатыш 50	скрап 65, жидкий чугун 35
Масса плавки, т	72	135	140
Расход электроэнергии, кВт·ч/т	290–320	430	200
Расход электродов, кг/т	1–4	1,0	1,0
Расход кислорода, м <sup>3</sup> /т	25–30	30	25
Газ для горелок, м <sup>3</sup> /т	6–8	4	6–8
Загружаемый уголь, кг/т	8–10	10	0
Угольный порошок, кг/т	3–7	5	3
Время под током, мин	25–30	48	39
Время цикла плавки, мин	35–40	63	48
Часовая производительность, т/ч	108–123	128	175
Годовая производительность, т/ч	850 000	920 000	1250 000

Основные достоинства пальчиковых шахтных печей: экономия электроэнергии на 14–20 %; предварительный подогрев 100 % лома; гибкая загрузка (железо прямого восстановления, железобрикеты, жидкий чугун, карбид железа, паллеты, чушковый чугун); максимальное использование энергии отходящих газов; увеличение выхода годного (минимум на 2 %); увеличение производительности печи и минимальные выбросы газа и пыли. Срок окупаемости инвестиций на реконструкцию обычных ДСП с установкой шахтных подогревателей или возведение новых печей составляет не более одного года.

Фирма «ФАИ Фукс» построила в 40 странах свои печи с различными конструктивными усовершенствованиями более 100 агрегатов. Два таких агрегата были сооружены на базе ДСП-100 в ЭСПЦ ОАО «Северсталь» и успешно эксплуатируются более 10 лет. Годовая производительность печей составляет 1,1 млн т в год.

На печах обеспечивается строгое соблюдение всех экологических норм благодаря усовершенствованию конструкции шахтного подогревателя и технологии нагрева лома.

В конструкцию шахтного подогревателя вместо водоохлаждаемых стеновых панелей внедрили термические плиты, накопители тепла, что снизило тепловые потери в 1,34 раза и соответственно уменьшило расход охлаждающей воды на 25 %. Внедрен комбинированный про-

цесс подогрева лома, обеспечивающий среднюю температуру до  $800\text{ }^{\circ}\text{C}$ , при этом мощность питающего трансформатора уменьшилась на 25 %, а производительность выросла на 20 % [9].

Конструкция шахтного подогревателя второго поколения показана на рис. 2.7.

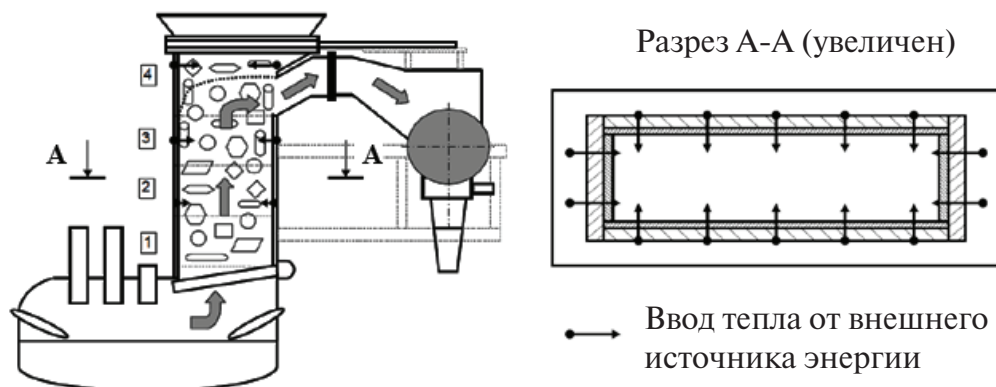


Рис. 2.7. Схема установки комбинированного процесса подогрева лома

Комбинированный процесс подогрева лома в сочетании с резким охлаждением отходящих газов позволяет отказаться от камеры дожигания.

Постоянная температура отходящих газов ( $900\text{--}850\text{ }^{\circ}\text{C}$  на рис. 2.8) после шахтного подогревателя создает благоприятные условия для окончательного дожигания летучих углеродов (VOC) и разложения диоксинов/фуранов (PCDDIF); исключена возможность процесса «новосинтез», что стабилизирует и упрощает работу модулей газоочистки.

Стабильная температура отходящих газов ( $900\text{--}850\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) после камеры реакции и осаждения пыли позволяет на первой ступени охлаждения ( $850\text{--}550\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) использовать тепло отходящих газов в водоохлаждающих рекуперативных системах. На второй ступени ( $550\text{--}220\text{ }^{\circ}\text{C}$ ) воздушного охлаждения используется тепло отходящих газов для создания теплового потока воздуха для обогрева помещений.

Комплексная схема такого варианта отвода печных газов с глубоким использованием тепла, стабилизирующая работу системы газоочистки, показана на рис. 2.8. Система имеет большие перспективы и для сталеплавильных агрегатов. Грейферные шахтные печи появились как разновидность шахтных печей с пальчиковой системой.

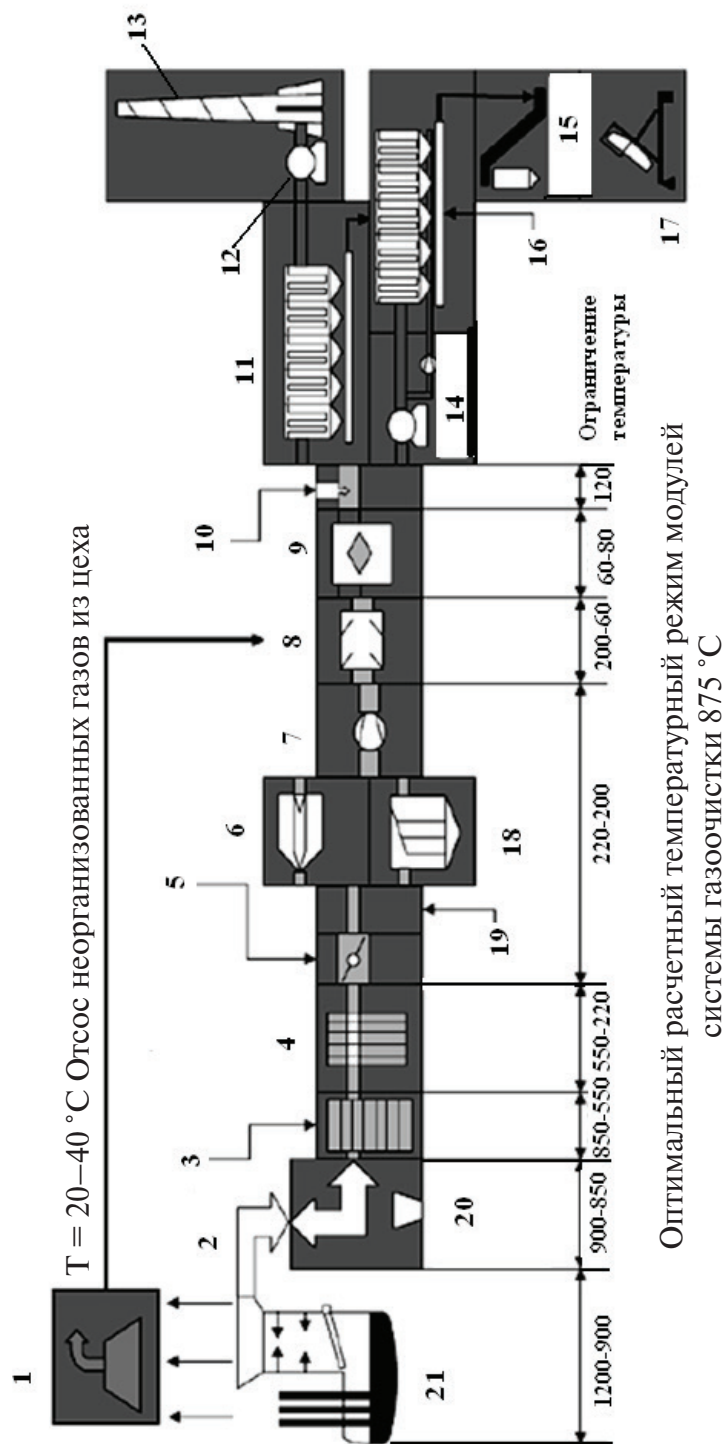


Рис. 2.8. Модульное представление шахтной печи и системы газоочистки при комбинированном процессе подгрева лома:

1 — колпак газоотсоса; 2 — переходная часть; 3 — парообразователь (водяное отопление); 4 — принудительный воздушный охладитель; 5 — заслонка регулирования давления в печи; 6 — искрогаситель; 7 — промежуточный фильтр; 8 — камера смешивания; 9 — адсорбенты; 10 — заслонка аварийной температуры; 11 — импульсно-воздушный фильтр; 12 — отсасывающий вентилятор; 13 — дымовая труба; 14 — вентилятор; 15 — бункер пыли; 16 — реверсивный воздушный фильтр; 17 — окомкователь; 18 — искрогаситель; 19 — охлаждаемая часть газохода; 20 — камера реакции и осаждения пыли; 21 — шахтная печь

Они имеют уникальную конструкцию для удерживания скрапа в нижней части, позволяющую нагревать лом в течение всей плавки и полностью использовать потенциал горячего отходящего газа, что обеспечивает максимальную экономию электрической энергии и короткую продолжительность плавки. Принцип действия этой печи мало чем отличается от работы печи с удерживающими пальцами, только в этой печи подогревается 100 % загружаемого лома, поэтому показатели работы печи выше (см. табл. 2.4). В результате дальнейшего совершенствования шахтной дуговой печи появилась двухкамерная шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами (рис. 2.9) MSP (Multi-stage Scrap Preheater — многокамерный подогреватель лома).

Конструкция фирмы Mannesman Demag Metallurgy. Лом в шахте печи подогревается в двух камерах, разделенных удерживающими пальцами, что обеспечивает более полное использование теплоты дожига технологических газов.

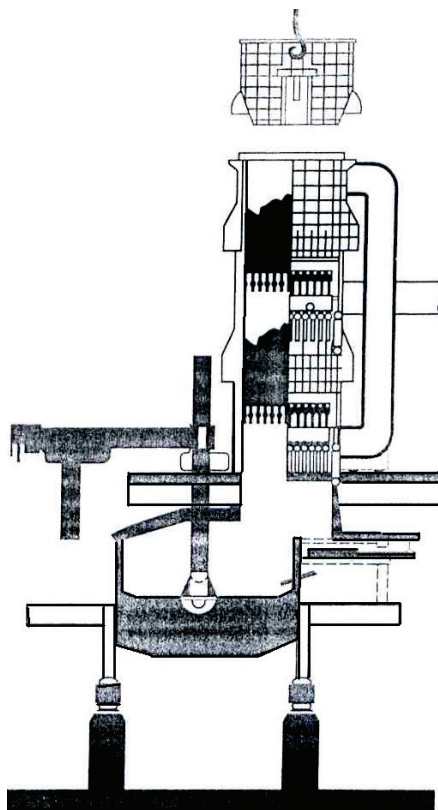


Рис. 2.9. Двухкамерная шахтная дуговая печь с удерживающими пальцами



В 1996 г. на заводе фирмы Cockerill — Sambre (Бельгия) была внедрена и успешно работает 165-тонная шахтная дуговая печь постоянного тока с удерживающими пальцами, оборудованная системой непрерывной заливки передельного чугуна со скоростью 2 т/мин [8]. Заливку чугуна из ковша проводят из тележки лафета с помощью механизма наклона через желоб, установленный в специальное окно печи.

Имеются и другие варианты конструктивных решений, использующих шахтный подогреватель лома. В целом печи с шахтными подогревателями получили широкое распространение и имеют разные устройства загрузки лома (рис. 2.10).

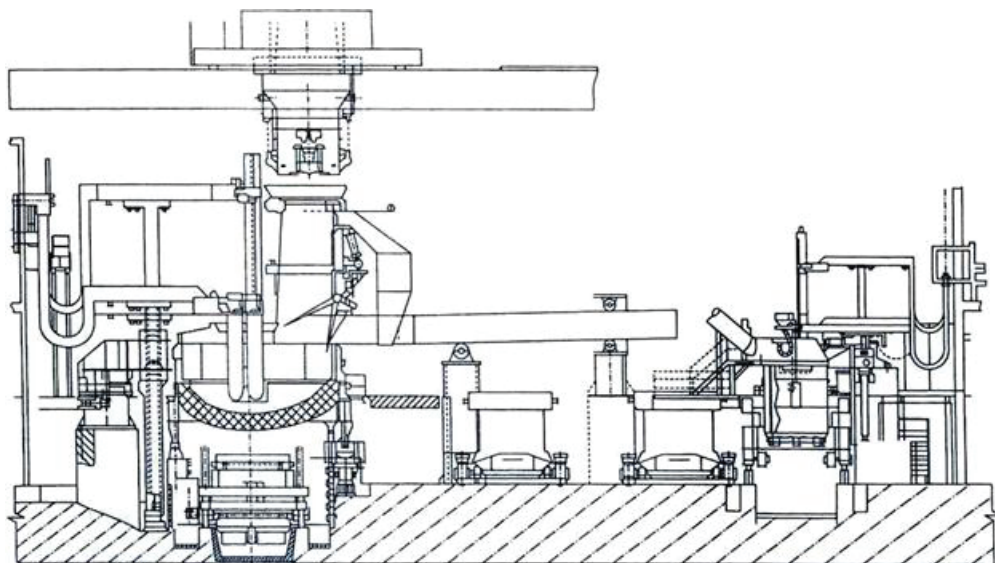


Рис. 2.10. Разрез плавильного цеха на заводе фирмы Stahl Gerlafingen (Швейцария)

Кроме грейферной корзины лом может загружаться в шахту сталкивателем или конвейером, которые требуют особого изменения в планировке цеха. Высота цеха для их размещения должна быть больше, что необходимо учитывать при реконструкции действующих ДСП. Они более сложные в эксплуатации, и поэтому для их обслуживания требуется квалифицированный персонал.

## 3. Пример расчета материального баланса плавки стали марки 08 в шахтной дуговой печи

---

При расчете материального баланса плавки в ДСП используются методики, изложенные в [2, 3].

### 3.1. Исходные данные для расчета материального баланса плавки

---

Рассчитаем материальный баланс выплавки стали марки 08 в дуговой печи с подогревом лома в шахтном подогревателе на основании рассмотренной выше технологии\*.

Химический состав стали марки 08 по ГОСТ 1050–88, %:

C .....	0,050–0,120	Mn .....	0,350–0,650	Si .....	0,170–0,370
Cr .....	≤ 0,100	S .....	≤ 0,040	P .....	≤ 0,035
Cu .....	≤ 0,250	Ni .....	≤ 0,250	As .....	≤ 0,080

Конструкционная углеродистая качественная сталь предназначена для изготовления деталей, к которым предъявляются требования высокой пластичности: шайбы, патрубки, прокладки и другие неотъемлемые детали, работающие в интервале температур от –40 до 450 °С.

Примерный химический состав полупродукта в ковше перед раскислением, %:

C .....	0,05	Si .....	0,009	Mn .....	0,175	Cr .....	0,060
S .....	0,022	P .....	0,006	Ni .....	0,088	Cu .....	0,144

---

\* Методика расчета справедлива и для ДСП без подогрева лома.

Химический состав шихтовых материалов представлен в табл. 3.1.

Таблица 3.1

**Химический состав шихтовых материалов,  
предполагаемых для использования в завалку, %**

Компонент шихты	Содержание элементов в шихте								
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe
Лом А4	0,40	0,30	0,30	0,05	0,05	0,20	0,10	0,10	98,50
Чугун	4,40	0,75	0,35	0,06	0,02	—	—	0,10	94,32

При выплавке другой марки стали химический состав чугуна определяется по ГОСТ 2787–91.

Расчет производим на 150000 кг шихты. Содержание компонентов в шихте (шихтовка плавки) представлено в табл. 3.2. Химический состав шлакообразующих материалов, используемых в процессе выплавки, предоставлен в табл. 3.3.

Таблица 3.2

**Содержание компонентов в шихте, кг**

Компонент шихты	Масса, кг	Элемент				
		C	Si	Mn	P	S
Стальной лом марки А4	110000,000	440,000	330,000	330,000	55,000	55,000
Чугун	25000,000	1100,000	187,500	87,500	15,000	5,000
Металл от предыдущей плавки	15000,000	7,500	1,350	26,250	0,900	3,300
Итого, кг	150000,000	1547,500	518,850	443,750	70,900	63,300
Итого, %	100,000	1,032	0,346	0,296	0,047	0,042

Компонент шихты	Масса, кг	Элемент			
		Cr	Ni	Cu	Fe
Лом марки марки А4	110000,000	220,000	110,000	110,000	108350,000
Чугун	25000,000	—	—	25,000	23580,000
Металл от предыдущей плавки	15000,000	9,000	13,200	21,600	14916,900
Итого, кг	150000,000	229,000	123,200	156,600	146846,900
Итого, %	100,000	0,153	0,082	0,104	97,898

Таблица 3.3

**Химический состав шлакообразующих материалов, %**

Материал	Содержание компонентов							
	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CO <sub>2</sub>
Известь	89,00	4,59	3,00	2,30	0,70	0,12	0,09	0,20
Доломит	53,00	39,73	3,40	0,07	1,80	2,00	—	—

Для шлакообразования используем в период плавления известь в количестве 2,33 % и доломит в количестве 0,66 % от веса металла.

**3.2. Расчет периода плавления****3.2.1. Окисление элементов**

Расчет поступивших в шлак продуктов окисления металлического расплава производим на основании данных по угару элементов (табл. 3.4), по исходному содержанию шихтовых материалов (см. табл. 3.2). Окисление элементов и ожидаемый химический состав металла по расплавлению шихты представлен в табл. 3.5. Элементы Ti, W, Al, Mo, V из-за малого их содержания в шихте в расчетах не учитываются.

Таблица 3.4

**Угары элементов при выплавке стали в ДСП в период плавления, %**

Угар	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe
Общий	20,0	45,0	20,0	50,0	0,0	20,0	1,5	0,0	6,8
В шлак	0,0	100,0	100,0	100,0	0,0	80,0	0,0	0,0	20,0
В улет	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	20,0	100,0	0,0	80,0

Таблица 3.5

**Химический состав металла по расплавлению шихты, кг**

Параметры	C	Si	Mn	P	S
Исходное содержание	1547,500	518,850	443,750	70,900	63,300
Угар элемента	309,500	233,480	88,750	35,450	—
Масса элемента в расплаве	1238,000	285,370	355,000	35,450	63,300
Содержание элемента в расплаве, %	0,889	0,205	0,255	0,025	0,045

Окончание табл. 3.5

Параметр	Cr	Ni	Cu	Fe	Итого
Исходное содержание	229,000	123,200	156,600	146846,900	150000,000
Угар элемента	45,800	1,848	—	9985,590	10700,418
Масса элемента в расплаве	183,200	121,352	156,600	136861,310	139299,582
Содержание элемента в расплаве, %	0,132	0,087	0,112	98,250	100,000

Определение кислорода, необходимого для окисления элементов шихты  
Окисление углерода происходит по реакции



Расчет количества кислорода  $m_{O_2}(i)$ , кг, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле

$$m_{O_2}(i) = \frac{m_i}{V_i \mu_i} \cdot V_{O_2} \mu_{O_2}, \quad (3.1)$$

где  $m_i$  — масса окисляющегося элемента  $i$ , кг (см. табл. 3.5);  $V_i$ ,  $V_{O_2}$  — стехиометрический коэффициент элемента  $i$  и кислорода;  $\mu_i$  — молекулярная масса элемента  $i$ ;  $\mu_{O_2}$  — молекулярная масса кислорода.

Расчет количества образующегося оксида  $m_{i_{xjy}}$ , кг, определяем по формуле

$$m_{i_{xjy}} = \frac{m_i}{V_i \mu_i} \cdot V_{i_{xjy}} \mu_{i_{xjy}}, \quad (3.2)$$

где  $V_{i_{xjy}}$  — стехиометрический коэффициент оксида;  $\mu_{i_{xjy}}$  — молекулярная масса оксида.

Потребуется кислорода на окисление углерода

$$m_{O_2}(C) = \frac{m_c}{\mu_c} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{O_2} = \frac{309,5}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 412,667 \text{ кг},$$

образуется  $\{CO\}$

$$m_{\{CO\}} = \frac{m_c}{\mu_c} \cdot \frac{1}{2} \cdot \mu_{CO} = \frac{309,5}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 722,167 \text{ кг}.$$

Окисление кремния происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление кремния

$$m_{\text{O}_2}(\text{Si}) = \frac{233,48}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 266,834 \text{ кг},$$

образуется ( $\text{SiO}_2$ )

$$m_{(\text{SiO}_2)} = \frac{233,48}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 500,314 \text{ кг}.$$

Окисление марганца происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{\text{O}_2}(\text{Mn}) = \frac{88,75}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 25,818 \text{ кг};$$

образуется ( $\text{MnO}$ )

$$m_{(\text{MnO})} = \frac{88,75}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 114,568 \text{ кг}.$$

Окисление фосфора происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление фосфора

$$m_{\text{O}_2}(\text{P}) = \frac{35,45}{2 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 45,742 \text{ кг};$$

образуется ( $\text{P}_2\text{O}_5$ )

$$m_{(\text{P}_2\text{O}_5)} = \frac{35,45}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 81,192 \text{ кг}.$$

Окисление хрома происходит по реакции



Потребуются кислорода на окисление хрома

$$m_{O_2}(\text{Cr}) = \frac{45,80}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 21,138 \text{ кг};$$

образуется ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ )

$$m_{(\text{Cr}_2\text{O}_3)} = \frac{45,80}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 66,938 \text{ кг}.$$

При этом  $[\text{Cr}]$  (см. табл. 3.4) переходит в шлак  $\frac{66,938 \cdot 80}{100} = 53,55 \text{ кг}$ ,

а с газами теряется  $\frac{66,938 \cdot 20}{100} = 13,388 \text{ кг}$ .

Принимаем, что угары элементов находятся в типичных для электросталеплавильного производства пределах. Во время плавления в зоне электрических дуг испаряется 1,5 % никеля, имевшегося в шихте [3]. Испарившийся никель в виде пыли уносится печными газами в количестве 1,848 кг.

Принимаем, что 12 % железа окисляется до ( $\text{FeO}$ ), а 88 % — до ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) (причем 3 % ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) переходит в шлак, а остальное — в печную атмосферу [3]).

Окисление железа до ( $\text{FeO}$ ) происходит по реакции



Масса железа, окислившегося до ( $\text{FeO}$ ),

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{9985,59 \cdot 12}{100} = 1198,271 \text{ кг}.$$

Потребуется кислорода на окисление железа до ( $\text{FeO}$ )

$$m_{O_2}(\text{Fe}_1) = \frac{1198,271}{1 \cdot 56} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 342,363 \text{ кг};$$

образуется ( $\text{FeO}$ )

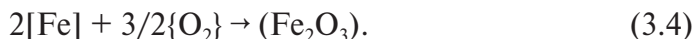
$$m_{(\text{FeO})} = \frac{1198,271}{1 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 72 = 1540,634 \text{ кг}.$$

Масса железа, окислившегося до ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ),

$$m_{[\text{Fe}]} = 9985,59 - 1198,271 = 8787,319 \text{ кг}.$$



Окисление железа до ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) происходит по следующей реакции:



Потребуется кислорода на окисление железа до ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )

$$m_{\text{O}_2}(\text{Fe}_2) = \frac{8787,319}{2 \cdot 56} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 3765,994 \text{ кг};$$

образуется ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )

$$m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{8787,319}{2 \cdot 56} \cdot 1 \cdot 160 = 12553,313 \text{ кг}.$$

В шлак переходит ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )  $\frac{12553,313 \cdot 3}{100} = 376,60$  кг, а с газами теряется  $12553,313 - 376,60 = 12176,713$  кг.

Суммарный расход кислорода на окисление элементов составит

$$M_{\text{O}_2} = \sum_{i=1}^n m_{\text{O}_2}(i) = 4880,556 \text{ кг}.$$

Содержание растворенного в расплаве кислорода рассчитаем по формуле Г. Н. Ойкса [2]:

$$[\text{O}] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot [\text{C}]}{[\text{C}]}, \quad (3.5)$$

где  $[\text{O}]$ ,  $[\text{C}]$  — содержание кислорода и углерода в металле, %.

$$\text{Тогда } [\text{O}] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,889}{0,889} = 0,010 \text{ \%}.$$

Содержание кислорода в металле составит

$$m_{[\text{O}]} = \frac{[\text{O}]}{100} \cdot m_{\text{Me}} = \frac{0,010}{100} \cdot 139299,582 = 13,930 \text{ кг}.$$

Следовательно, необходимое количество кислорода, требуемого для окисления шихты в период плавления,

$$m_{\text{O}_2} = 4880,556 + 13,930 = 4894,486 \text{ кг}.$$

С учетом кислорода, растворенного в металле, ожидаемый массовый и процентный состав металла (после расплавления шихты) представлены ниже, кг(%):

C.....	1238,000 (0,889)	O .....	13,930 (0,010)
Si .....	285,370 (0,205)	Cr.....	183,200 (0,132)
Mn.....	355,000 (0,255)	Ni.....	121,352 (0,087)
P .....	35,450 (0,025)	Cu .....	156,600 (0,112)
S .....	63,300 (0,045)	Fe.....	136861,310 (98,240)
		Итого .....	139313,512 (100,000)

### 3.2.2. Шлакообразование

Принимаем, что количество шлака конца предыдущей плавки составляет 2,3 – 3,5 % от массы металла в ДСП. Если масса шлака равна  $150000 \cdot 0,023 = 3450$  кг, то в ванне оставляем 95 % шлака. Химический состав оставшегося в печи шлака следующий (сталь предыдущей плавки — углеродистая):

(CaO) .....	54,0–56,7 %	CaO.....	1794,967 кг
(MgO).....	3,6–4,5 %	MgO .....	128,100 кг
(SiO <sub>2</sub> ).....	15–18 %	SiO <sub>2</sub> .....	833,000 кг
(Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) .....	1,5–2,5 %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	64,543 кг
(FeO).....	6–8 %	FeO .....	218,524 кг
(Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ).....	2,6–4,0 %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	76,864 кг
(MnO) .....	3,5–5,5 %	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> .....	51,270 кг
(P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> ) .....	1–2,2 %	MnO.....	141,810 кг
(S).....	0,08–12 %	S.....	12,622 кг
(Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ).....	2,5–4,2 %	Итого .....	3321,700 кг

Поступление компонентов из металла в шлак (см. выше), кг:

SiO <sub>2</sub> .....	500,314
MnO .....	114,568
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> .....	81,192
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	53,55
FeO.....	1540,634
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	376,600
Итого .....	2666,858 кг

Принимаем поступление в шлак с известью 3500 кг (2,3 % от массы металла), тогда

$$m_{(\text{CaO})} = \frac{m_{\text{изв}}}{100} \cdot (\text{CaO}) = \frac{3500}{100} \cdot 89 = 3115 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{MgO})} = \frac{m_{\text{изв}}}{100} \cdot (\text{MgO}) = \frac{3500}{100} \cdot 4,59 = 160,65 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{SiO}_2)} = \frac{3500}{100} \cdot 3 = 105 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{Al}_2\text{O}_3)} = \frac{3500}{100} \cdot 2,3 = 80,5 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{3500}{100} \cdot 0,7 = 24,5 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{P}_2\text{O}_5)} = \frac{3500}{100} \cdot 0,12 = 4,2 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{S})} = \frac{3500}{100} \cdot 0,09 = 3,15 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{CO}_2)} = \frac{3500}{100} \cdot 0,2 = 7 \text{ кг}.$$

Принимаем расход доломита 0,6 % от веса металла. Поступит в шлак с доломитом (1000 кг):

$$m_{(\text{CaO})} = \frac{m_{\text{дол}}}{100} \cdot (\text{CaO}) = \frac{1000}{100} \cdot 53 = 530 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{MgO})} = \frac{1000}{100} \cdot 39,73 = 397,3 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{SiO}_2)} = \frac{1000}{100} \cdot 3,4 = 34 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{Al}_2\text{O}_3)} = \frac{1000}{100} \cdot 0,07 = 0,7 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{1000}{100} \cdot 1,8 = 18 \text{ кг},$$

$$m_{(\text{P}_2\text{O}_5)} = \frac{1500}{100} \cdot 2,0 = 20 \text{ кг}.$$

Количество и состав шлака периода плавления представлены в табл. 3.6.

Таблица 3.6

## Количество и состав шлака периода плавления, кг

Компонент	Шлак предыдущей плавки	Поступило из металла	Известь	Доломит	Итого	Итого, %
CaO	1794,967	—	3115,000	530,000	5439,967	51,900
MgO	128,100	—	160,650	397,300	686,050	6,540
SiO <sub>2</sub>	833,000	500,314	105,000	34,000	1472,314	14,050
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	64,543	—	80,500	0,700	145,743	1,390
FeO	218,524	1540,634	—	—	1759,158	16,780
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	76,864	376,600	24,500	18,000	495,964	4,750
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	51,270	81,192	4,200	20,000	156,662	1,490
MnO	141,810	114,568	—	—	256,378	2,440
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	—	53,550	—	—	53,550	0,510
S	12,622	—	3,150	—	15,772	0,150
Итого	3321,700	2666,858	3493,000	1000,000	10481,558	100,000

Основность шлака по окончании периода плавления

$$B = \frac{m_{(\text{CaO})}}{m_{(\text{SiO}_2)}} = \frac{5439,967}{1472,314} = 3,7.$$

### 3.3. Расчет окислительного периода

#### 3.3.1. Окисление элементов

Из источника [3] известно, что примерно 30 % элементов окисляются кислородом (FeO), а остальные 70 % — газообразным кислородом, вдуваемым в жидкий металл.

К концу окислительного периода в металле должно остаться углерода 0,05 % (см. состав полупродукта на с. 43). Тогда останется в металле углерода

$$m_{\text{C}} = \frac{0,05}{100} \cdot 139313,512 = 69,656 \text{ кг.}$$

За окислительный период должно окислиться углерода

$$1238,000 - 69,656 = 1168,344 \text{ кг.}$$

Окисление газообразным кислородом происходит по реакции



Количество кислорода, необходимого для окисления элементов, определяем по формуле (3.1):

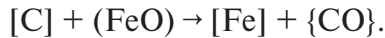
$$m_{O_2}(C) = \frac{0,7 \cdot 1168,344}{1 \cdot 12} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 1090,454 \text{ кг;}$$

где 0,7 — доля кислорода для окисляющихся элементов.

Образуется  $\{CO\}$ , который определяем по формуле с учетом коэффициентов формулы (3.2):

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot 1168,344}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 1908,295 \text{ кг.}$$

Окисление углерода оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Тогда количество оксида железа  $m_{(FeO)}(i)$ , кг, необходимого для окисления элемента

$$m_{(FeO)}(i) = \frac{0,3m_i}{v_i\mu_i} \cdot v_{FeO}\mu_{FeO},$$

где 0,3 — доля элемента, окисляющегося за счет (FeO);  $m_i$ ,  $\mu_i$  — масса и молекулярная масса элемента;  $\mu_{FeO}$  — молекулярная масса (FeO).

Количество оксида  $m_{i_{xj_y}}$ , кг, образующегося в результате окисления оксидом (FeO), находим по формуле

$$m_{i_{xj_y}} = \frac{0,3m_i}{v_i\mu_i} \cdot v_{i_{xj_y}}\mu_{i_{xj_y}}, \text{ кг,}$$

где  $\mu_{i_{xj_y}}$  — молекулярная масса оксида.

Тогда количество (FeO), необходимого для окисления углерода,

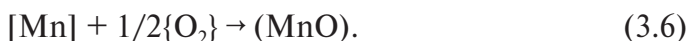
$$m_{(FeO)}(C) = \frac{0,3 \cdot 1168,344}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 72 = 2103,019 \text{ кг;}$$

образуется {CO}

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,3 \cdot 1168,344}{1 \cdot 12} \cdot 1 \cdot 28 = 817,841 \text{ кг.}$$

К концу периода должно остаться марганца 0,175 % (см. примерный химический состав полупродукта на с. 43) или 243,80 кг. Тогда окисляется марганца за данный период  $355,00 - 243,80 = 111,20$  кг.

Окисление марганца происходит по реакции



Потребуется кислорода на окисление марганца

$$m_{O_2}(Mn) = \frac{0,7 \cdot 111,2}{1 \cdot 55} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 22,644 \text{ кг;}$$

образуется (MnO)

$$m_{(MnO)} = \frac{0,7 \cdot 111,2}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 100,484 \text{ кг.}$$

Окисление марганца оксидом железа (FeO) происходит по реакции



Количество (FeO), необходимое для окисления марганца,

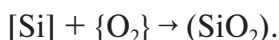
$$m_{(FeO)}(Mn) = \frac{0,3 \cdot 111,2}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 72 = \frac{33,36}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 72 = 43,671 \text{ кг;}$$

образуется (MnO)

$$m_{(MnO)} = \frac{0,3 \cdot 111,2}{1 \cdot 55} \cdot 1 \cdot 71 = 43,065 \text{ кг.}$$

К концу периода должно остаться кремния 0,009 % (см. примерный химический состав полупродукта на с. 43) или 12,53 кг. Тогда окислится кремния за период  $285,37 - 12,53 = 272,84$  кг.

Окисление кремния происходит по реакции



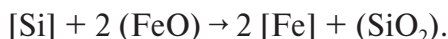
Потребуется кислорода на окисление кремния

$$m_{O_2}(Si) = \frac{0,7 \cdot 272,84}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 32 = 218,272 \text{ кг;}$$

образуется ( $\text{SiO}_2$ )

$$m_{(\text{SiO}_2)} = \frac{0,7 \cdot 272,84}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 409,26 \text{ кг.}$$

Окисление кремния оксидом железа ( $\text{FeO}$ ) происходит по реакции



Количество ( $\text{FeO}$ ), необходимого для окисления кремния,

$$m_{(\text{FeO})}(\text{Si}) = \frac{0,3 \cdot 272,84}{1 \cdot 28} \cdot 2 \cdot 72 = \frac{81,852}{1 \cdot 28} \cdot 2 \cdot 72 = 420,953 \text{ кг;}$$

образуется ( $\text{SiO}_2$ )

$$m_{(\text{SiO}_2)} = \frac{0,3 \cdot 272,84}{1 \cdot 28} \cdot 1 \cdot 60 = 175,397 \text{ кг.}$$

К концу периода фосфора останется 0,006 % (см. примерный химический состав полупродукта на с. 43) или 8,35 кг. Тогда окислится фосфора за период  $35,45 - 8,35 = 27,10$  кг.



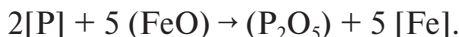
Потребуется кислорода на окисление фосфора

$$m_{\text{O}_2}(\text{P}) = \frac{0,7 \cdot 27,10}{1 \cdot 31} \cdot \frac{5}{2} \cdot 32 = 24,477 \text{ кг;}$$

образуется ( $\text{P}_2\text{O}_5$ )

$$m_{(\text{P}_2\text{O}_5)} = \frac{0,7 \cdot 27,10}{1 \cdot 31} \cdot \frac{1}{2} \cdot 142 = 43,447 \text{ кг.}$$

Окисление фосфора оксидом железа ( $\text{FeO}$ ) происходит по реакции



Количество ( $\text{FeO}$ ), необходимого для окисления фосфора,

$$m_{(\text{FeO})}(\text{P}) = \frac{0,3 \cdot 27,10}{2 \cdot 31} \cdot 5 \cdot 72 = \frac{8,13}{2 \cdot 31} \cdot 5 \cdot 72 = 47,206 \text{ кг;}$$

образуется ( $\text{P}_2\text{O}_5$ )

$$m_{(\text{P}_2\text{O}_5)} = \frac{0,3 \cdot 27,10}{2 \cdot 31} \cdot 1 \cdot 142 = 18,620 \text{ кг.}$$



К концу периода останется хрома 0,06 % (см. примерный химический состав полупродукта на с. 43) или 83,58 кг. Тогда окислится хрома за период  $183,20 - 83,58 = 99,2$  кг.

Окисление хрома происходит по реакции



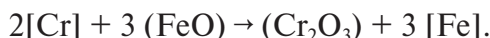
Потребуется кислорода на окисление хрома

$$m_{\text{O}_2}(\text{Cr}) = \frac{0,7 \cdot 99,62}{2 \cdot 52} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 32,185 \text{ кг};$$

образуется ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ )

$$m_{(\text{Cr}_2\text{O}_3)} = \frac{0,7 \cdot 99,62}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 101,919 \text{ кг}.$$

Окисление хрома оксидом железа ( $\text{FeO}$ ) происходит по реакции



Количество ( $\text{FeO}$ ), необходимого для окисления хрома,

$$m_{(\text{FeO})}(\text{Cr}) = \frac{0,3 \cdot 99,62}{2 \cdot 52} \cdot 3 \cdot 72 = \frac{29,886}{2 \cdot 5} = 3 \cdot 72 = 62,071 \text{ кг};$$

образуется ( $\text{Cr}_2\text{O}_3$ )

$$m_{(\text{Cr}_2\text{O}_3)} = \frac{0,3 \cdot 99,62}{2 \cdot 52} \cdot 1 \cdot 152 = 43,680 \text{ кг}.$$

Принимаем, что никель и медь в окислительный период из металла не удаляются.

Суммарное количество кислорода, необходимого для окисления элементов  $[\text{C}]$ ,  $[\text{Si}]$ ,  $[\text{Mn}]$ ,  $[\text{P}]$  и т. д.

$$M_{\text{O}_2} = \sum_{i=1}^n m_{\text{O}_2}(i) = 1388,032 \text{ кг}.$$

Общее количество закиси железа ( $\text{FeO}$ ), пошедшее на окисление элементов  $\text{Si}$ ,  $\text{Mn}$ ,  $\text{P}$  и т. д.

$$M_{(\text{FeO})} = \sum_{i=1}^n m_{(\text{FeO})}(i) = 2676,920 \text{ кг}.$$

Окисление железа происходит по реакции



Для получения такого количества (FeO) потребуется кислорода:

$$m_{\text{O}_2} = \frac{M_{(\text{FeO})}}{\mu_{(\text{FeO})}} \cdot \frac{1}{2} \mu_{\text{O}_2} = \frac{2676,92}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 594,871 \text{ кг.}$$

При этом потребуется железа

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{M_{(\text{FeO})}}{\mu_{(\text{FeO})}} \cdot \mu_{\text{Fe}} = \frac{2676,92}{72} \cdot 56 = 2082,049 \text{ кг.}$$

Содержание кислорода в металле к концу окислительного периода определяем по формуле (3.5)

$$[\text{O}] = \frac{0,0035 + 0,006 \cdot 0,05}{0,05} = 0,076 \text{ \%}.$$

В конце периода плавления содержание кислорода в металле было 0,01 %. Следовательно, необходимо повысить его содержание на 0,066 % или

$$m_{[\text{O}]} = \frac{0,066}{100} \cdot 139313,512 = 91,947 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого в окислительный период,

$$m_{\text{O}_2} = 1388,032 + 594,871 + 91,947 = 2074,850 \text{ кг.}$$

### 3.3.2. Шлакообразование

Принимаем окисленность шлака периода окисления в 7 % [2]. Величина отношения количества железа, содержащегося в компонентах шлака (FeO) и (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), равна 2.

Тогда процентное содержание железа в шлаке от (FeO)

$$\text{Fe}_{(\text{FeO})} = \frac{\mu_{\text{Fe}}}{\mu_{\text{FeO}}} \cdot 7 \% = \frac{56}{72} \cdot 7 \% = 5,444 \text{ \%},$$

а процентное содержание железа в шлаке от ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )

$$\text{Fe}_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{\text{Fe}_{(\text{FeO})}}{2} = \frac{5,444}{2} = 2,722 \, \%.$$

Следовательно, в шлаке окислительного периода содержится

$$(\text{Fe}_2\text{O}_3) = \frac{\mu_{\text{Fe}_2\text{O}_3}}{2 \cdot \mu_{\text{Fe}}} \cdot \text{Fe}_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)},$$

где  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  — содержание оксида в шлаке, %.

Тогда по формуле (3.4) содержание  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  в шлаке

$$(\text{Fe}_2\text{O}_3) = \frac{160}{2 \cdot 56} \cdot 2,722 = 3,889 \, \%.$$

Массу оксидов железа в шлаке окислительного периода можно найти по формулам

$$m_{(\text{FeO})} = \frac{(\text{FeO})}{100} \cdot m_{\text{шл}}, \quad (3.8)$$

$$m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{(\text{Fe}_2\text{O}_3)}{100} \cdot m_{\text{шл}}, \quad (3.9)$$

где  $(\text{FeO})$ ,  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  — содержание оксидов в шлаке, %.

После скачивания шлака периода плавления в ванне его осталось 20 % [3] или 2096,31 кг. Тогда шлак периода плавления внесет (см. табл. 3.6):

$$- (\text{CaO}) \quad \frac{51,9}{100} \cdot 2096,31 = 1087,98 \text{ кг};$$

$$- (\text{MgO}) \quad \frac{6,54}{100} \cdot 2096,31 = 137,1 \text{ кг};$$

$$- (\text{SiO}_2) \quad \frac{14,05}{100} \cdot 2096,31 = 294,532 \text{ кг};$$

$$- (\text{Al}_2\text{O}_3) \quad \frac{1,39}{100} \cdot 2096,31 = 29,139 \text{ кг};$$

$$- (\text{FeO}) \quad \frac{16,78}{100} \cdot 2096,31 = 351,761 \text{ кг};$$

$$- (\text{Fe}_2\text{O}_3) \frac{4,75}{100} \cdot 2096,31 = 99,575 \text{ кг};$$

$$- (\text{P}_2\text{O}_5) \frac{1,49}{100} \cdot 2096,31 = 31,235 \text{ кг};$$

$$- (\text{MnO}) \frac{2,44}{100} \cdot 2096,31 = 51,150 \text{ кг};$$

$$- (\text{Cr}_2\text{O}_3) \frac{0,51}{100} \cdot 2096,31 = 10,69 \text{ кг};$$

$$- (\text{S}) \frac{0,15}{100} \cdot 2096,31 = 3,144 \text{ кг}.$$

Итого: 2096,307 кг.

Поступит в шлак из металла (см. выше, например формула (3.6) и (3.7)  $\Sigma m_{(\text{MnO})} = 100,484 + 43,065 = 143,549$  кг и т.д.):

MnO — 143,549 кг,

SiO<sub>2</sub> — 584,657 кг,

P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> — 62,067 кг,

Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — 145,599 кг.

Итого: 935,872 кг.

Новый шлак наводится присадкой извести. Для удаления фосфора из металла необходима основность шлака  $B = 2,5...3$ . Принимаем  $B = 3$ , получим

$$B = \frac{m_{(\text{CaO}), \text{п.шл}} + m_{(\text{CaO}), \text{изв}}}{m_{(\text{SiO}_2), \text{п.шл}} + m_{(\text{SiO}_2), \text{изв}}} = 3,$$

где  $m_{(\text{CaO}), \text{п.шл}}$ ,  $m_{(\text{SiO}_2), \text{п.шл}}$  — содержание (CaO) и (SiO<sub>2</sub>) в первом шлаке,

кг;  $m_{(\text{CaO}), \text{изв}}$ ,  $m_{(\text{SiO}_2), \text{изв}}$  — содержание (CaO) и (SiO<sub>2</sub>) в извести, кг.

Отсюда следует, что масса извести  $m_{\text{изв}}$ , кг, рассчитывается так:

$$m_{\text{изв}} = \frac{3m_{(\text{SiO}_2), \text{п.шл}} - m_{(\text{CaO}), \text{п.шл}}}{\frac{\text{CaO}_{\text{изв}}}{100} - 3 \cdot \frac{\text{SiO}_{2\text{изв}}}{100}}, \quad (3.10)$$

где CaO<sub>изв</sub>, SiO<sub>2изв</sub> — содержание CaO и SiO<sub>2</sub> в извести (см. табл. 3.3), %.

Тогда масса извести по формуле (3.10)

$$m_{\text{изв}} = \frac{3 \cdot 879,189 - 1087,98}{\frac{89}{100} - 3 \cdot \frac{3}{100}} = 1936,984 \text{ кг},$$

где  $879,189 = 584,657 + 294,532$ .

Принимаем количество извести 1940 кг.

Известь внесет в шлак:

$$- (\text{CaO}) \quad \frac{89,0}{100} \cdot 1940 = 1726,60 \text{ кг};$$

$$- (\text{MgO}) \quad \frac{4,59}{100} \cdot 1940 = 89,046 \text{ кг};$$

$$- (\text{SiO}_2) \quad \frac{3,0}{100} \cdot 1940 = 58,20 \text{ кг};$$

$$- (\text{Al}_2\text{O}_3) \quad \frac{2,3}{100} \cdot 1940 = 44,62 \text{ кг};$$

$$- (\text{Fe}_2\text{O}_3) \quad \frac{0,7}{100} \cdot 1940 = 13,58 \text{ кг};$$

$$- (\text{P}_2\text{O}_5) \quad \frac{0,12}{100} \cdot 1940 = 2,328 \text{ кг};$$

$$- (\text{S}) \quad \frac{0,09}{100} \cdot 1940 = 1,746 \text{ кг}.$$

Итого: 1936,12 кг.

$$\text{При этом образуется } (\text{CO}_2) - \frac{0,2}{100} \cdot 1940 = 3,88 \text{ кг}.$$

Общая масса шлака без оксидов железа

$$1647,925 + 935,872 + 1922,54 = 4506,337 \text{ кг}.$$

Суммарное количество шлака  $m_{\text{шл}}$ , кг, найдем по формуле

$$m_{\text{шл}} = \frac{m'_{\text{шл}}}{1 - \frac{(\text{Fe}_2\text{O}_3) + (\text{FeO})}{100}}, \quad (3.11)$$

где  $m'_{\text{шл}}$  — масса шлака без оксидов железа, кг;  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$ ,  $(\text{FeO})$  — содержание оксидов в шлаке, %.

Тогда масса шлака по формуле (3.11)

$$m_{\text{шл}} = \frac{4506,337}{1 - \frac{3,889 + 7}{100}} = 5056,993 \text{ кг.}$$

Масса оксидов железа по формулам (3.8), (3.9):

$$m_{(\text{FeO})} = \frac{7}{100} \cdot 5056,993 = 353,989 \text{ кг,}$$

$$m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)} = \frac{3,889}{100} \cdot 5056,993 = 196,666 \text{ кг.}$$

Сопоставим эти данные с поступлением железа в шлак в окислительный период.

Из шлака периода плавления поступает:  $(\text{FeO})$  — 351,761 кг,  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  — 99,575 кг.

Из извести поступает  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  13,58 кг.

Итого  $(\text{FeO})$  — 351,761 кг,  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  — 113,155 кг. Следовательно, необходимо добавить оксидов железа в количестве  $(\text{FeO})$  — 2,228 кг,  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  — 83,511 кг.

Для этого потребуется кислорода на образование  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$

$$m_{\text{O}_2} = \frac{m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)}}{\mu_{\text{Fe}_2\text{O}_3}} \cdot \frac{3}{2} \mu_{\text{O}_2} = \frac{83,511}{160} \cdot \frac{3}{2} \cdot 32 = 25,053 \text{ кг,}$$

потребуется кислорода на образование  $(\text{FeO})$

$$m_{\text{O}_2} = \frac{m_{(\text{FeO})}}{\mu_{\text{FeO}}} \cdot \frac{1}{2} \mu_{\text{O}_2} = \frac{2,228}{72} \cdot \frac{1}{2} \cdot 32 = 0,495 \text{ кг.}$$

Потребуется железа на образование  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{m_{(\text{Fe}_2\text{O}_3)}}{\mu_{\text{Fe}_2\text{O}_3}} \cdot 2 \mu_{\text{Fe}} = \frac{83,511}{160} \cdot 2 \cdot 56 = 58,458 \text{ кг,}$$

потребуется железа на образование  $(\text{FeO})$

$$m_{[\text{Fe}]} = \frac{m_{(\text{FeO})}}{\mu_{\text{FeO}}} \cdot \mu_{\text{Fe}} = \frac{2,228}{72} \cdot 56 = 1,732 \text{ кг.}$$

Количество и состав шлака окислительного периода представлен в табл. 3.7.

Таблица 3.7

**Количество и состав шлака окислительного периода, кг**

Компо- нент	Шлак периода плавания	Поступит из металла	Поступит из извести	Итого	Итого, %
CaO	1087,98	—	1726,600	2814,580	55,690
MgO	137,100	—	89,046	226,146	4,470
SiO <sub>2</sub>	294,532	584,657	58,200	937,389	18,540
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	29,139	—	44,620	73,759	1,460
FeO	351,761	2,228	—	353,989	7,000
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	99,575	83,511	13,58	196,666	3,890
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	31,235	62,067	2,328	95,630	1,890
MnO	51,150	143,549	—	194,699	3,850
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10,691	145,599	—	156,290	3,090
S	3,144	—	1,746	4,890	0,096
Итого	2096,310	1021,611	1936,120	5054,038	100,000

### 3.3.3. Определение состава металла окислительного периода

Количество железа, пошедшего на образование оксидов железа,  $58,458 + 1,732 = 60,19$  кг. Тогда железа в металле останется  $[Fe] = 136861,31 - 60,19 = 136801,0$  кг.

Содержание кислорода, растворенного в металле в конце окислительного периода

$$m_{[O]} = \frac{0,076}{100} \cdot 139313,512 = 105,878 \text{ кг.}$$

Количество и состав металла в конце окислительного периода представлены ниже, кг(%):

C.....	69,656 (0,051)	O .....	105,878 (0,077)
Si .....	12,530 (0,009)	Cr.....	83,580 (0,061)
Mn.....	243,800 (0,177)	Ni.....	121,352 (0,088)
P .....	8,350 (0,006)	Cu .....	156,600 (0,114)
S .....	63,300 (0,046)	Fe .....	136801,12 (99,371)
		Итого .....	13766, 16 (100,000)



### 3.4. Определение количества и состава газов в периоды плавления и окисления

Общее количество {CO} составляет 3448,303 кг (суммарное количество {CO} окисленного за периоды плавления и окисления).

За время плавки расходуется 1,3 кг/т электродов. В период плавления расход углерода составит 75 %, а в окислительный период — 25 % [3]. В электроде содержание углерода составляет 99 %, тогда окисляется углерода

$$m_C = \frac{1,3 \cdot 150}{100} \cdot 99 = 193,05 \text{ кг.}$$

Принимаем, что 70 % углерода окисляется до {CO}, а 30 % — до {CO<sub>2</sub>} [3].

Тогда образуется:

$$m_{\{CO\}} = \frac{0,7 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO} = \frac{0,7 \cdot 193,05}{12} \cdot 28 = 315,315 \text{ кг,}$$

$$m_{\{CO_2\}} = \frac{0,3 \cdot m_C}{\mu_C} \cdot \mu_{CO_2} = \frac{0,3 \cdot 193,05}{12} \cdot 44 = 212,355 \text{ кг.}$$

Количество кислорода, необходимого для окисления углерода до CO и CO<sub>2</sub>, составит:

$$m_{O_2}^1 = \frac{m_C^3 \cdot 0,7 \mu_{[O]}}{\mu_{[C]}} = m_{CO} - m_C = 315,315 - 193,05 \cdot 0,7 = 180,180 \text{ кг;}$$

$$m_{O_2}^2 = \frac{m_C^3 \cdot 0,3 \mu_{[O]}}{\mu_{[C]}} = m_{CO_2} - m_C = 212,355 - 193,05 \cdot 0,3 = 154,440 \text{ кг.}$$

Итак, масса кислорода на окисление углерода электродов равна 334,62 кг.

Суммарное количество требуемого кислорода за два периода составит 7329,585 кг. Принимаем, что 2 %, или  $m_{O_2} = 146,592$  кг, кислорода приходится на кислород воздуха. Объем кислорода в воздухе

$$V_{O_2} = \frac{22,4}{\mu_{O_2}} \cdot m_{O_2} = \frac{22,4}{32} \cdot 146,592 = 102,614 \text{ м}^3,$$

где 22,4 — объем 1 моля кислорода.

Количество сопутствующего азота находим из условия, что объемное содержание кислорода в воздухе равно 21 %. Тогда

$$V_N = \frac{100 - 21}{21} \cdot V_{O_2} = 386,024 \text{ м}^3.$$

Массовое содержание кислорода в воздухе 23 %. Тогда

$$m_N = \frac{100 - 23}{23} \cdot m_{O_2} = 490,765 \text{ кг}.$$

Объем и масса воздуха соответственно:

$$V_B = V_{O_2} + V_N = 102,614 + 386,024 = 488,638 \text{ м}^3,$$

$$m_B = m_{O_2} + m_N = 146,592 + 490,765 = 637,357 \text{ кг}.$$

Количество необходимого газообразного кислорода определяется при условии, что коэффициент его использования  $k_{\text{исп}} = 0,85$ :

$$m_{O_2} = \frac{100 - 2}{100} \cdot \frac{7329,585}{0,85} = 8450,58 \text{ кг}.$$

Количество технического кислорода определяем из условия, что содержание кислорода в нем 99,9 %:

$$m_{O_2, \text{тех}} = \frac{8450,58}{99,9} \cdot 100 = 8459,039 \text{ кг};$$

$$V_{O_2, \text{тех}} = 22,4 \frac{\mu_{O_2, \text{тех}}}{\mu_{O_2}} = \frac{22,4 \cdot 8459,039}{32} = 5921,327 \text{ м}^3.$$

С кислородом вносится азота  $8459,039 - 8450,58 = 8,459 \text{ кг}$ .

При нагреве извести выделяется  $\{CO_2\}$  в количестве 10,88 кг.

Определим количество влаги, вносимой воздухом из следующих условий:

$$t_B = 20 \text{ }^\circ\text{C}, P_B = 760 \text{ мм рт. ст.}, f = 0,7, E = 17,5 \text{ мм рт. ст.}$$

Объем влажного атмосферного воздуха

$$V_{\text{влаж.в}} = V_B \cdot \frac{273 + t_B}{273} \cdot \frac{P_B}{P_B - Ef},$$

$$V_{\text{влаж.в}} = 488,638 \cdot \frac{293}{273} \cdot \frac{760}{760 - 0,7 \cdot 17,5} = 533,027 \text{ м}^3.$$

Количество водяного пара в 1 м<sup>3</sup> атмосферного воздуха

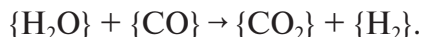
$$\rho_{\text{в.пара}} = 0,29 \cdot \frac{Ef}{273} = 0,29 \cdot \frac{17,5 \cdot 0,7}{273} = 0,013 \text{ кг/м}^3.$$

Масса влаги

$$m_{\text{вл}} = V_{\text{влаж.в}} \cdot \rho_{\text{в.пара}} = 533,027 \cdot 0,013 = 6,929 \text{ кг.}$$

Тогда масса влажного воздуха составит  $637,357 + 6,929 = 644,287 \text{ кг.}$

Водяной пар реагирует с окисью углерода по реакции



Масса образовавшихся водорода и углекислого газа соответственно:

$$m_{\{\text{H}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{H}_2} = \frac{6,929}{18} \cdot 2 = 0,77 \text{ кг,}$$

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{6,929}{18} \cdot 44 = 16,938 \text{ кг.}$$

Необходимое количество окиси углерода

$$m_{\{\text{CO}\}} = \frac{m_{\text{вл}}}{\mu_{\text{H}_2\text{O}}} \cdot \mu_{\text{CO}} = \frac{6,929}{18} \cdot 28 = 10,778 \text{ кг.}$$

Принимаем, что 15% [3] газообразного кислорода, израсходованного в периоды плавления и окисления, ушло в атмосферу печи, т. е.

$$m_{\text{O}_2} = \frac{15 \cdot 8450,58}{100} = 1267,587 \text{ кг.}$$

Данное количество кислорода вступит в реакцию с CO, в результате чего образуется углекислый газ в количестве

$$m_{\{\text{CO}_2\}} = \frac{m_{\text{O}_2}}{\frac{1}{2} \mu_{\text{O}_2}} \cdot \mu_{\text{CO}_2} = \frac{1267,587}{\frac{1}{2} \cdot 32} \cdot 44 = 3485,864 \text{ кг.}$$

Для образования CO<sub>2</sub> потребуется {CO} в количестве  $3485,864 - 1267,587 = 2218,277 \text{ кг.}$

Массовый и процентный средний химический состав газов за два периода представлен в табл. 3.8. Суммируем {CO} и {CO<sub>2</sub>}, {H<sub>2</sub>} и {N<sub>2</sub>} за два периода (период плавления и окисления).

Таблица 3.8

Средний химический состав газов за два периода

Газы	Содержание газов		
	в килограммах	в кубических метрах	в процентах
CO	1534,563	1227,650	26,639
CO <sub>2</sub>	3726,037	1896,892	64,681
H <sub>2</sub>	0,770	8,624	0,013
N <sub>2</sub>	499,224	399,379	8,667
Итого	5760,594	3532,545	100,000

Таким образом, приходные и расходные статьи материального баланса имеют следующий вид:

*Израсходовано, кг:*

А4 .....	110000,000
жидкий чугун.....	25000,000
металл предыдущей плавки .....	15000,000
известь (плавление + окисл. период) .....	5433,000
доломит .....	1000,000
электроды .....	195,000
воздух.....	644,286
газообразный кислород .....	8450,580
шлак предыдущей плавки.....	3321,700
Итого: .....	169044,566

*Получено, кг:*

металл.....	137666,311
шлак .....	13439,550
газы.....	5760,594
пыли .....	12191,949
в том числе:	
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	12176,713 (с. 49)
Ni .....	1,848 (табл. 3.5)
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .....	13,388 (с. 48)
Итого: .....	169058,078

Невязка: 169058,078 – 169044,566 = 13,512 кг,

Невязка составляет  $\frac{13,512}{169058,078} \cdot 100 \% = 0,008 \%$ .

Невязка должна быть не более 0,2%.

Выход годного жидкой стали:  $y = \frac{137666,311}{150000} = 0,92 \cdot 100 \% = 92 \%$ .

## 4. Расчет энергетического баланса 4. дуговой сталеплавильной печи

---

**К**рупные дуговые электропечи являются мощными потребителями электроэнергии и оснащены индивидуальными печными трансформаторами для преобразования электроэнергии высокого напряжения в энергию низкого напряжения. Трансформатор состоит из обмоток высокого и низкого напряжения. На первичной обмотке имеется ряд отпаяек от разного числа витков, что позволяет изменять соотношение числа витков первичной и вторичной обмоток и величину вторичного напряжения:

$$U_2 = U_1 n_1/n_2,$$

где  $U_2$  — вторичное (выходное) напряжение трансформатора, В;  $U_1$  — подводимое к трансформатору напряжение, В;  $n_1$  и  $n_2$  — число витков соответственно первичной и вторичной обмоток.

Регулировать мощность можно либо переключая схемы соединения первичных обмоток трансформатора (со «звезды» на «треугольник» и наоборот), либо включая и отключая части обмоток и изменением коэффициента трансформации. Современные трансформаторы обеспечивают примерно одинаковую номинальную мощность на нескольких верхних ступенях напряжения, что позволяет в период плавления работать на меньших токах и снизить электрические потери в цехе. На практике пользуются вторым вариантом. Аппарат для переключения напряжения позволяет под нагрузкой осуществлять переход с одной области на другую, изменяя скачкообразную величину напряжения. Печные трансформаторы рассчитаны на режим работы с периодической кратковременной перегрузкой до 20 % с последующей длительной работой на номинальном токе.

Поэтому энергетический режим представляет собой график изменения мощности по ходу плавки в виде числа и величины ступе-

ней мощности или напряжения электропечного трансформатора. Этому графику соответствует определенный расход электрической энергии, который задают специальному дозатору в виде программы плавки для автоматического регулирования и управления. Технологически рациональные соотношения геометрических размеров рабочего пространства ДСП обеспечивают благоприятное распределение тепловых потоков, величины которых зависят от мощности дуг, т. е. от подводимой к электродам мощности. Поэтому рациональный энергетический режим в течение плавки является необходимым условием правильной эксплуатации ДСП. В разные периоды плавки энергетический режим будет отличаться. Энергоемкий процесс нагрева и расплавления твердой металлошихты целесообразно проводить на максимально возможной мощности для сокращения длительности этого периода. Энергетический период (плавление) занимает свыше половины времени всей плавки. Расход энергии составляет 60–80 % общего расхода электроэнергии. Технология выплавки стали связана с меньшими энергозатратами, часть необходимой тепловой энергии может выделяться непосредственно в объеме жидкого металла при экзотермических реакциях. Энергетический режим технологического периода плавки должен обеспечивать необходимую температуру металла и футеровки.

При отсутствии экзотермических процессов и газокислородных горелок тепловая мощность ДСП полностью выделяется в дугах.

При разработке режима нагрева в печи учитывают следующие условия:

- расплавлять металлошихту необходимо за минимально короткое время, определяемое величиной экономически оптимальной мощности трансформатора печи;
- подводить соответствующее количество тепловой энергии, определяемой из теплового баланса за определенный период плавки;
- подводить мощность для компенсации тепловых потерь и нагрева футеровки таким образом, чтобы избежать ее перегрева.

Расчет процесса плавления шихты очень сложен. Кроме того, практика показывает, что энергетический режим периода расплавления зависит от большого числа факторов, не поддающихся расчету (насыпная плотность шихты, способ ее укладки, количество тепла, потерянному при простоях, и т. п.). Поэтому энергетические режимы отдельных плавков сильно различаются.

Для того чтобы обеспечить плавное изменение мощности печного трансформатора, необходимо использовать ступенчатое регулирование (см. рис. 4.1, ломаная линия).

На начальной стадии нагрева вводится только половина номинальной мощности. Затем начинается период закрытого горения дуг, когда перегрев футеровки невозможен. На этом участке вводят электротехнически допустимую максимальную мощность, превышающую номинальную в 1,2 и более раз. Затем мощность понижают во избежание перегрева футеровки.

Пример графика энергетического режима плавки в ДСП показан на рис. 4.1.

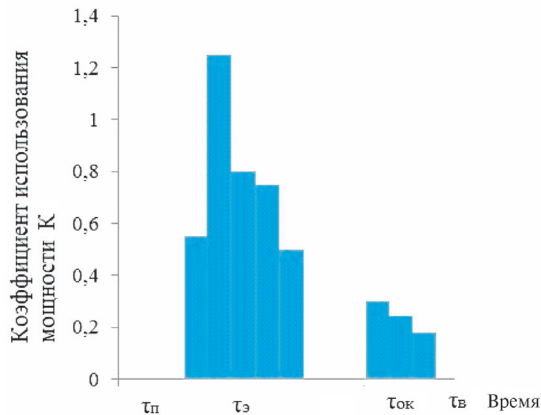


Рис. 4.1. График энергетического режима плавки в ДСП:

$\tau_{\text{п}}$  — время подготовки;  $\tau_{\text{э}}$  — время плавления;  $\tau_{\text{ок}}$  — время окислительного периода;  
 $\tau_{\text{в}}$  — отбор проб

Энергетический режим периода расплавления имеет несколько ступеней мощности, которые регулируются ступенями вторичного напряжения  $U_{2\text{л}}$ . Применение трансформаторов с большим числом ступеней напряжения, переключаемых под нагрузкой, позволяет вести процесс по любому заданному графику в зависимости от температуры футеровки и шлака.

Так, в крупнотоннажных ДСП при насыпной плотности шихты  $0,8\text{--}1,2 \text{ т/м}^3$  оказывается возможным почти весь процесс расплавления проводить при максимальной мощности, снижая ее только в конце периода, так как за время энергетического периода температура футеровки очень часто не достигает даже температуры шлака.

Практические графики нагрева очень часто отличаются от расчетных.

#### 4.1. Пример расчета энергетического баланса выплавки стали марки 08 в ДСП-150

Статьи прихода тепла:

1. *Количество тепла, вносимое электрической энергией  $W_1$ .* Измеряют с достаточно высокой точностью счетчиками активной энергии, который устанавливают на печи. Количество тепла  $W$ , ГДж, определяем по формулам

$$W_1^1 = KP_{\text{эл.сн}} \cdot \frac{\tau_{\text{пл}}}{60}, \quad (4.1)$$

$$W_1^2 = KP_{\text{эл.ок}} \cdot \frac{\tau_{\text{ок}}}{60}, \quad (4.2)$$

где  $K$  — коэффициент использования мощности ( $K = 0,93$  и  $K = 0,97$  соответственно в период плавления и окислительный период [3]);  $P_{\text{эл.сн}}$  и  $P_{\text{эл.ок}}$  — мощность, вводимая соответственно в период плавления и в окислительный период, МВт;  $\tau_{\text{пл}}$  и  $\tau_{\text{ок}}$  — время соответственно периода плавления и окислительного периода (здесь  $\tau_{\text{пл}} = 28$  мин,  $\tau_{\text{ок}} = 12$  мин).

Тогда количество тепла, определяемое по формулам (4.1), (4.2), составит

$$W_1^1 = 0,93 \cdot 27,9 \cdot \frac{28}{60} = 12,1 \text{ МВт} \cdot \text{ч},$$

$$W_1^2 = 0,97 \cdot 28 \cdot \frac{12}{60} = 5,4 \text{ МВт} \cdot \text{ч},$$

$$W_1 = S (W_1^1 + W_1^2) = 12,1 + 5,4 = 17,5 \text{ МВт} \cdot \text{ч} = 63 \text{ ГДж}.$$

2. *Количество тепла, вносимое с жидким чугуном.* Определяем по формуле

$$W_2 = m_{\text{ж.ч}} (C_{\text{ч}}^{\text{ж}} [t_{\text{ч}} - t_{\text{пл.ч}}] + q_{\text{пл}} + C_{\text{ч}}^{\text{тв}} t_{\text{пл.ч}}), \quad (4.3)$$

где  $m_{\text{ж.ч}}$  — масса жидкого чугуна, кг ( $m_{\text{ж.ч}} = 25000$  кг (табл. 3.2));  $C_{\text{ч}}^{\text{ж}}$  — средняя удельная теплоемкость жидкого чугуна в интервале температур 1200–1300 °С, кДж/(кг·К);  $t_{\text{ч}}$  и  $t_{\text{пл.ч}}$  — температура соответственно заливаемого чугуна и его плавления, °С (здесь  $t_{\text{ч}} = 1300$  °С,  $t_{\text{пл.ч}} = 1200$  °С);



$q_{\text{пл}}$  — скрытая теплота плавления, кДж/кг,  $q_{\text{пл}} = 217,72$  кДж/кг;  $C_{\text{ч}}^{\text{TB}}$  — средняя удельная теплоемкость твердого чугуна в интервале температур 0–1200 °С, кДж/(кг·К) (принимается  $C_{\text{ч}}^{\text{TB}} = 0,745$  кДж/(кг·К)).

Тогда по формуле (4.3) определяем количество тепла, вносимого чугуном:

$$W_2 = 25000 \cdot (0,837 \cdot [1300 - 1200] + 217,72 + 0,745 \cdot 1200) = 29,886 \text{ ГДж.}$$

### 3. Количество тепла, поступающего с шихтой:

а) вносимого шихтой первой корзины, подогретой до 800 °С,

$$W_3^1 = K_{\text{усв}} m_{\text{ш1}} C_{\text{ш1}} (t_{\text{ш}} - t_{\text{н}}); \quad (4.4)$$

б) вносимого шихтой второй корзины, имеющей начальную температуру 20 °С,

$$W_3^2 = m_{\text{ш2}} C_{\text{ш2}} t_{\text{ш}}, \quad (4.5)$$

где  $K_{\text{усв}}$  — коэффициент теплоусвоения при подогреве шихты отходящими газами;  $m_{\text{ш1}}$  и  $m_{\text{ш2}}$  — масса шихты в первой и второй корзине соответственно, кг;  $C_{\text{ш1}}$  и  $C_{\text{ш2}}$  — удельная теплоемкость скрапа первой и второй корзины соответственно, Дж/(кг·К);  $t_{\text{ш}}$  — температура, при которой шихта загружается в печь, °С;  $t_{\text{н}}$  — начальная температура шихты, °С.

Тогда находим количество тепла, вносимое шихтой, по формулам (4.4), (4.5):

$$W_3^1 = 0,47 \cdot 60000 \cdot 650 \cdot (800 - 20) = 1,43 \cdot 10^{10} \text{ Дж} = 14,3 \text{ ГДж},$$

$$W_3^2 = 50000 \cdot (0,469 + 1,047 \cdot 10^{-3} \cdot 20 + 1,256 \cdot 10^{-6} \cdot (20)^2) \cdot 20 = 4,904 \cdot 10^5 \text{ Дж},$$

$$W_1 = W_3^1 + W_3^2 = 14,3 + 0,000049 = 14,3 \text{ ГДж.}$$

### 4. Количество тепла, поступающего с известью:

$$W_4 = m_{\text{изв}} C_{\text{изв}} t_{\text{изв}}, \quad (4.6)$$

где  $C_{\text{изв}}$  — удельная теплоемкость извести:

$$\begin{aligned} C_{\text{изв}} &= 0,0887 + 5,734 \cdot 10^{-4} \cdot (273 + 20) - 1,231 \cdot 10^{-4} \cdot (273 + 20)^{-2} = \\ &= 0,887 + 5,734 \cdot 10^{-5} \cdot 293 - 1,231 \cdot 10^{-4} \cdot 293^{-2} = 0,760 \text{ кДж/(кг·К)}. \end{aligned}$$

Тогда в соответствии с формулой (4.6)

$$W_4 = 5440 \cdot 0,760 \cdot 20 = 0,083 \text{ ГДж.}$$

5. *Количество тепла, вносимое с доломитом* ( $m_{\text{дол}} = 1000 \text{ кг}$  (табл. 3.6)):

$$W_5 = m_{\text{дол}} C_{\text{дол}} t_{\text{дол}}, \quad (4.7)$$

при  $t = 0^\circ\text{C}$  теплоемкость доломита  $C_{\text{дол}} = 929 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{K})$ , при  $t = 25^\circ\text{C}$  получим  $C_{\text{дол}} = 1284 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{K})$ . Тогда при  $0 \leq t_{\text{дол}} \leq 25$  теплоемкость доломита находим по формуле

$$C_{\text{дол}} t_i = C_{\text{дол}} t_1 + \frac{\Delta C}{\Delta T} \cdot t_{\text{дол}}.$$

$$\text{Итак, } C_{\text{дол}} = 929 + \frac{\Delta C}{\Delta T} \cdot t_{\text{дол}} = 929 + \frac{1284 - 929}{25 - 0} \cdot 20 = 1213 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{K}).$$

По формуле (4.7) получим

$$W_5 = 1000 \cdot 1213 \cdot 20 = 0,024 \text{ ГДж.}$$

6. *Тепло экзотермических реакций*  $W_6$ . Для определения  $W_6$  необходимо предварительно составить материальный баланс, с помощью которого устанавливают состав и количество исходных материалов и продуктов плавки. Энергия экзотермических реакций окисления компонентов металлошихты выделяется в различных зонах рабочего пространства ДСП: на поверхности кусков шихты, в жидкой ванне и в газовой фазе, что предопределяет и различную степень полезного использования выделяющегося тепла. Эффективное использование  $W_6$  во многом определяет энергетическую эффективность ДСП. Тепло экзотермических реакций определяем по формуле

$$W_6 = m_{\text{эл}} \cdot \Delta H_{\text{эл}},$$

где  $m_{\text{эл}}$  — масса элемента, окисляющегося за период, кг;  $\Delta H_{\text{эл}}$  — тепловой эффект реакции окисления элемента, МДж/кг.

Исходными данными для расчета теплового эффекта химической реакции могут служить теплоты образования веществ, участвующих в реакции. Для расчета теплового эффекта реакции при любой температуре  $T$  используют следующее выражение:

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^T \Delta C_p dT,$$

где  $\Delta H_{298}^0$  — тепловой эффект реакции в стандартных условиях, кДж/моль;  $\Delta C_p$  — теплоемкость, Дж/(К·моль).

Если внутри рассматриваемого интервала температур один или несколько участников реакции испытывают фазовые превращения, температурный интервал разбивают на несколько частей:

$$\Delta H_T^0 = \Delta H_{298}^0 + \int_{298}^{T_{\text{превр}}} \Delta C'_p dT \pm \Delta H_{\text{превр}} + \int_{T_{\text{превр}}}^T \Delta C''_p dT.$$

В каждую алгебраическую сумму  $\Delta C'_p$  и  $\Delta C''_p$  входят теплоемкости тех фаз, которые устойчивы в данном интервале температур. Теплота превращения берется со своим или противоположным знаком в зависимости от принадлежности к продукту реакции или исходному веществу. Также определение теплового эффекта реакции возможно из выражения

$$\Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T \cdot \Delta S_T^0.$$

Тепло экзотермических реакций определяем суммированием теплот реакций. Так, 424,468 кг [Si] окислено  $\{O_2\}$  до  $(SiO_2)$ ; 31,852 кг [Si] окислено за счет (FeO); 12,53 кг — остаток [Si] в металле (с. 62):

[Si] + $\{O_2\} \rightarrow (SiO_2)$	$424,468 \cdot 29,51 = 12526,051$ МДж
[Mn] + $0,5\{O_2\} \rightarrow (MnO)$	$166,59 \cdot 7,41 = 1234,432$ МДж
[Fe] + $1,5\{O_2\} \rightarrow (Fe_2O_3)$	$8787,319 \cdot 7,29 = 64059,555$ МДж
[Fe] + $0,5\{O_2\} \rightarrow (FeO)$	$1198,271 \cdot 4,11 = 4924,894$ МДж
[CO] + $0,5\{O_2\} \rightarrow (CO_2)$	$2218,277 \cdot 10,08 = 22360,232$ МДж
[C] + $0,5\{O_2\} \rightarrow (CO)$	$1127,341 \cdot 11,43 = 12885,508$ МДж
$2[P] + 2,5\{O_2\} \rightarrow (P_2O_5)$	$54,42 \cdot 21,57 = 1173,839$ МДж
$2[Cr] + 1,5\{O_2\} \rightarrow (Cr_2O_3)$	$115,534 \cdot 11,33 = 1309,00$ МДж
$[Si] + 2(FeO) \rightarrow (SiO_2) + 2[Fe]$	$81,852 \cdot 13,11 = 1073,08$ МДж
$[Mn] + (FeO) \rightarrow (MnO) + [Fe]$	$33,36 \cdot 3,23 = 107,753$ МДж
$2[P] + 5(FeO) \rightarrow (P_2O_5) + 5[Fe]$	$8,13 \cdot 3,06 = 24,878$ МДж
$2[Cr] + 3(FeO) \rightarrow (Cr_2O_3) + 3[Fe]$	$29,886 \cdot 4,70 = 140,44$ МДж
	$W_6 = 121,823$ ГДж.

7. Тепло, поступающее от газокислородных горелок  $W_7$ :

$$W_7 = NP \cdot \frac{\tau}{60},$$

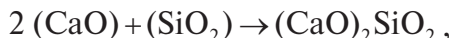
где  $N$  — количество работающих горелок, шт.;  $P$  — мощность горелки, Вт ( $P = 3 \cdot 10^6$  Вт);  $\tau$  — время работы горелок, мин (составляет 85 % от времени продолжительности плавки или  $\tau = 40 \cdot 0,85 = 34$  мин).

Принимаем  $N = 6$ . Тогда

$$W_7 = 6 \cdot 3 \cdot 10^6 \cdot \frac{34}{60} = 10,2 \text{ МВт} \cdot \text{ч} = 36,720 \text{ ГДж}.$$

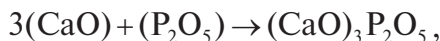
8. Тепло шлакообразования  $W_8$ :

$$W_8 = W_{\text{т.обр}}^1 + W_{\text{т.обр}}^2$$



$$W_{\text{т.обр}} = 506,32 \cdot \frac{60}{28} \cdot 2320 = 25,171 \cdot 10^8 \text{ Дж},$$

где 506,32 — количество кремния, окислившегося за плавку (518,85 — 12,53 = 506,32 кг); 60 — масса ( $\text{SiO}_2$ ); 28 — масса [Si]; 2320 — тепловой эффект реакции, кДж/кг



$$W_{\text{т.обр}} = 62,55 \cdot \frac{142}{62} \cdot 4700 = 6,733 \cdot 10^8 \text{ Дж},$$

где 4700 — тепловой эффект образования  $(\text{CaO})_3 \cdot \text{P}_2\text{O}_5$ , кДж/кг.

Следовательно,

$$W_8 = (25,171 + 6,733) \cdot 10^8 = 3,190 \text{ ГДж}.$$

9. Тепло от окисления электродов. Тепло, выделенное в печи от окисления графитизированных электродов, можно определить только ориентировочно, несмотря на то, что взвешиванием можно точно установить массу израсходованных за плавку (или за период) электродов. При определении  $W_9$  следует помнить, что не вся масса израсходованных электродов сгорает в печи. Часть углерода электродов окисляется лишь до окиси, а часть уносится с газами в виде сажи, учесть которую невозможно из-за попутного уноса из печи и других механических компонентов. В работе [5] рекомендуют учитывать в приход-

ной части баланса лишь 60 % от потенциально возможного  $W_9$ . Тогда тепло от окисления электродов

$$W_9 = 0,6 \cdot \Delta m_9 \cdot q_C,$$

где  $\Delta m_9$  — масса израсходованных электродов, кг (см. материальный баланс на с. 66);  $q_C$  — тепловой эффект окисления графита, МДж/кг.

Принимаем  $q_C = 33,5$  МДж/кг. Тогда  $W_9 = 0,6 \cdot 195 \cdot 33,5 = 3,919$  ГДж.

10. Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки:

$$W_{10} = W_M + W_{шл},$$

$$W_M = m_M C_M t_M,$$

$$W_{шл} = m_{шл} C_{шл} t_{шл},$$

где  $m_M, m_{шл}$  — масса металла и шлака соответственно, кг (см. материальный баланс на с. 66);  $C_M, C_{шл}$  — теплоемкость металла и шлака соответственно (принимаем  $C_M = 0,838$  Вт/(м·град),  $C_{шл} = 1,25$  Вт/(м·град) [3]).

Тогда  $W_{10} = 15000 \cdot 0,838 \cdot 1667 + 3321,70 \cdot 1,25 \cdot 1700 = 20,013$  ГДж.

11. Тепло, вносимое воздухом и газообразным кислородом:

$$W_{11} = V c_B T,$$

где  $V$  — объем воздуха или кислорода, м<sup>3</sup> (см. с. 64–65);  $c_B$  — теплоемкость воздуха или кислорода, кДж/(м<sup>3</sup>·К) (принимаем  $c_B = 1,327$  кДж/(м<sup>3</sup>·К));  $T$  — температура воздуха или кислорода, К (принимаем  $T = 293$  К).

Тогда

$$W_B = 644,286 \cdot 1,327 \cdot 293 = 0,19 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

$$W_K = 8450,580 \cdot 1,31 \cdot 293 = 2,273 \cdot 10^9 \text{ Дж}.$$

$$W_{11} = W_B + W_K = (0,19 + 2,273) \cdot 10^9 = 2,463 \text{ ГДж}.$$

Статьи расхода тепла:

1. Полезный расход энергии:

$$W'_1 = W_M + W_{шл},$$

где  $W_M$  — физическое тепло стали, Дж;  $W_{шл}$  — физическое тепло шлака, Дж.

$$W_M^1 = m_{ш2}(C_{ш2}[t_{пл} - t_{н2}] + q_M) + m_{ш1}(C_{ш1}[t_{пл} - t_{н1}] + q_M),$$

$$W_M^2 = (m_{ш1} + m_{ш2})C_M(t_{вып} - t_{пл}) + m_{ж.ч}C_{ж.ч}(t_{вып} - t_{ж.ч}),$$

$$W_M = W_M^1 + W_M^2,$$

где  $C_M$  — средняя теплоемкость металла в интервале от  $t_n$  — температуры загружаемой шихты до  $t_{пл}$  — температуры плавления, кДж/(кг·К) (от 293 до 1773 К или от 20 до 1500 °С);  $q_M$  — скрытая теплота плавления металла, кДж/кг;  $C_{ж.ч}$  — средняя теплоемкость металла в интервале температур от  $t_{пл}$  до заданной температуры металла  $t_{вып}$ , кДж/(кг·К) (от 1073 до 1773 К).

Завалка металлолома в печь производится двумя корзинами: 50 т — холодный лом в основную завалку совместно с чугуном; 60 т — подогретый лом до 800 °С в шахтном подогревателе во вторую подвалку.

$$W_M^1 = 50000 \cdot (0,700 \cdot [1500 - 20] + 284,4) + \\ + 60000 \cdot (0,700 \cdot [1500 - 800] + 284,4) = 117,940 \text{ ГДж.}$$

Необходимо учесть тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки,  $W_{10} = 20,013$  (с. 75).

$$W_M = 117,940 + 20,013 = 137,953 \text{ ГДж.}$$

Физическое тепло шлака находим по формуле

$$W_{шл} = (C_{шл} t_{шл} + q_{шл}) m_{шл},$$

где  $C_{шл}$  — средняя теплоемкость шлака в интервале температур 0—1800 °С, кДж/(кг·К);  $t_{шл}$  — температура шлака, °С;  $q_{шл}$  — скрытая теплота плавления шлака, кДж/кг.

$$W_{шл} = (1,25 \cdot 1800 + 209,5) \cdot 8382,558 + \\ + (1,25 \cdot 1667 + 209,5) \cdot 5056,992 = 32,214 \text{ ГДж.}$$

Тогда  $W'_1 = 135,567 + 32,214 = 167,781 \text{ ГДж.}$

2. Потери тепла с отходящими газами:

$$W'_2 = Vi, \quad (4.8)$$

где  $V$  — объем выделяющихся газов,  $\text{м}^3$  (см. табл. 3.8);  $i$  — энтальпия газообразных продуктов реакции,  $\text{кДж/м}^3$ :

$$i_{\text{CO}}; i_{\text{CO}_2}; i_{\text{H}_2}; i_{\text{N}_2}.$$

Находим энтальпию продуктов реакции для каждого из газов:

$$i_{\text{CO}} = 0,2664 \cdot 1112,06 = 296,252;$$

$$i_{\text{CO}_2} = 0,6468 \cdot 1718,95 = 1111,817;$$

$$i_{\text{H}_2} = 0,0001 \cdot 1055,12 = 0,106;$$

$$i_{\text{N}_2} = 0,0867 \cdot 1094,65 = 94,906;$$

$$i_{\text{yx}}^{800} = 1503,086 \text{ кДж/м}^3.$$

Тогда  $W'_2 = 3532,545 + 1503,086 = 5,31 \text{ ГДж}$ .

3. Потери с охлаждающей водой:

$$W'_3 = C_p \cdot G \cdot \rho \cdot \Delta t \cdot \tau,$$

где  $C_p$  — удельная изобарная теплоемкость воды,  $\text{Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ ;  $G$  — средний расход воды,  $\text{м}^3/\text{ч}$  (табл. 4.1);  $\rho$  — плотность воды при температуре  $t$ ,  $\text{кг/м}^3$  ( $\rho = 995,19 \text{ кг/м}^3$ ;  $t$  — средняя температура воды,  $^\circ\text{C}$  ( $t = \frac{t_{\text{м}} + t_{\text{вых}}}{2}$  — табл. 4.1));  $\Delta t$  — разность температур на выходе и на входе,  $^\circ\text{C}$ ;  $\tau$  — длительность периодов плавки, ч.

Исходные данные представлены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Исходные данные для определения потерь тепла

Охлаждаемые элементы	Температура воды по периодам плавки				Средний расход воды $G$ , м <sup>3</sup> /ч
	на входе $t_{\text{вх}}$ , °C		на выходе $t_{\text{вых}}$ , °C		
	1	2	1	2*	
1. Панели ванны	28	28	32	33	750
2. Панели свода	28	28	35	40	290
3. Панели шахты	28	28	36	37	1140
4. Удерживающие пальцы	28	28	31	39	428

*Примечание.* 1 — период нагрева и плавления, 2 — окислительный период. Если ДСП оснащена шахтным подогревателем лома, то считать по данным 2\*.

Тогда потеря с охлаждающей водой:

$$W_{3в}^1 = 4200 \cdot 750 \cdot 995,19 \cdot 4 \cdot \frac{32}{60} = 6,688 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

$$W_{3с}^1 = 4200 \cdot 290 \cdot 995,19 \cdot 7 \cdot \frac{32}{60} = 4,525 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

$$W_{3ш}^1 = 4200 \cdot 1140 \cdot 995,19 \cdot 8 \cdot \frac{32}{60} = 20,327 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

$$W_{3п}^1 = 4200 \cdot 428 \cdot 995,19 \cdot 3 \cdot \frac{32}{60} = 2,864 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

$$W_3^1 = (6,688 + 4,525 + 20,327 + 2,864) \cdot 10^9 = 34,404 \text{ ГДж},$$

$$W_{3в}^2 = 4200 \cdot 750 \cdot 995,19 \cdot 5 \cdot \frac{21}{60} = 5,488 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

$$W_{3с}^2 = 4200 \cdot 290 \cdot 995,19 \cdot 12 \cdot \frac{21}{60} = 5,087 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

$$W_{3ш}^2 = 4200 \cdot 1140 \cdot 995,19 \cdot 9 \cdot \frac{21}{60} = 15,005 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

$$W_{3п}^2 = 4200 \cdot 428 \cdot 995,19 \cdot 11 \cdot \frac{21}{60} = 6,883 \cdot 10^9 \text{ Дж},$$

$$W_3^2 = (5,486 + 5,087 + 15,005 + 6,883) \cdot 10^9 = 32,461 \text{ ГДж},$$

$$W_3' = W_3^1 + W_3^2 = 34,407 + 32,461 = 66,87 \text{ ГДж}.$$

4. *Тепловые потери электродами.* При завалке, подвалке, скачивании шлака и по другим причинам электроды находятся вне рабочего пространства печи около 20 мин. За это время они охлаждаются, отдавая свою тепловую энергию окружающей среде:

$$W_4' = W_{\text{изл}} + W_{\text{конв}}.$$

Потери тепла излучением определяем по выражению

$$W_{\text{изл}} = NF\sigma(T_{\text{эл}}^4 - T_{\text{в}}^4)\tau,$$



а потери тепла конвекцией — по выражению

$$W_{\text{конв}} = 4,1868 \alpha F N \tau (t_{\text{эл}} - t_{\text{в}}),$$

где  $N$  — количество электродов, шт.;  $F$  — расчетная поверхность теплообмена,  $\text{м}^2$ ;  $\sigma$  — коэффициент излучения абсолютно черного тела, равный  $20,77 \text{ кДж}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{К}^4)$ ;  $\tau$  — время нахождения электродов вне печи, ч;  $t_{\text{эл}}$  — средняя температура электрода,  $^{\circ}\text{C}$ ;  $t_{\text{в}}$  — температура окружающего пространства,  $^{\circ}\text{C}$ ;  $\alpha$  — коэффициент теплоотдачи,  $\text{ккал}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot ^{\circ}\text{C})$ .

В зависимости от положения поверхности в пространстве значения  $\alpha$  меняются:

$$\alpha = k_{1-3} \sqrt[4]{t_1 - t_2},$$

где  $k_1$  — коэффициент для горизонтальной поверхности, обращенной вниз (например, днище печи  $k_1 = 1,4$ );  $k_2$  — коэффициент для вертикальной поверхности (кожух стен, электрод  $k_2 = 2,2$ );  $k_3$  — коэффициент для горизонтальной поверхности, обращенной вверх (свод печи  $k_3 = 2,8$ );  $t_1$  и  $t_2$  — температура поверхности и окружающего пространства соответственно,  $^{\circ}\text{C}$ .

Тогда потери конвекцией для вертикальной поверхности

$$W_{\text{конв}} = 4,1868 \sqrt[4]{t_1 - t_2} \cdot 2,2 F N \tau (t_{\text{эл}} - t_{\text{в}}).$$

Следовательно,

$$W_{\text{изл}} = 3 \cdot 3,14 \cdot 0,61 \cdot 5 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot (1531^4 - 293^4) \cdot 0,333 = 2,976 \cdot 10^6 \text{ Дж},$$

$$W_{\text{конв}} = 4,1868 \cdot 2,2 \cdot 3,14 \cdot 0,61 \cdot 5 \cdot 3 \cdot 0,333 \times \\ \times (1258 - 20) \sqrt[4]{1258 - 20} = 0,647 \cdot 10^6 \text{ Дж},$$

$$W'_4 = W_{\text{изл}} + W_{\text{конв}} = 2,976 + 0,647 = 0,004 \text{ ГДж}.$$

5. Тепло, уносимое частицами  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ :

$$W'_5 = 12176,713 \cdot (1,23 \cdot 1600 + 209,34) = 26,513 \text{ ГДж}.$$

6. Потери излучением при открытом своде печи:

$$W'_6 = W_6^1 + W_6^2,$$

$$W_6^1 = \pi t_{\text{св}}^2 \sigma \Psi \varepsilon_{\text{св}} \tau (T_{\text{св}}^4 - T_{\text{в}}^4), \quad (4.9)$$

$$W_6^2 = \pi r_{\text{св}}^2 \sigma \Psi \varepsilon_{\text{ван}} \tau (T_{\text{ван}}^4 - T_{\text{в}}^4), \quad (4.10)$$

где  $W_6^1, W_6^2$  — потери тепла;  $t_{\text{св}}$  — температура свода, °C;  $\sigma$  — коэффициент излучения абсолютно черного тела, Вт/(м<sup>2</sup>·К<sup>4</sup>);  $\Psi$  — коэффициент диафрагмирования;  $\varepsilon_{\text{св}}, \varepsilon_{\text{ван}}$  — степень черноты свода и ванны соответственно;  $\tau$  — продолжительность работы с открытым сводом, с;  $T_{\text{св}}$  — средняя температура внутренней поверхности свода печи, °C;  $T_{\text{в}}$  — температура внешней поверхности, °C;  $r_{\text{св}}$  — радиус свода, м;  $T_{\text{ван}}$  — средняя температура поверхности ванны при выпуске, °C.

$$\psi = 1 - 0,5 \cdot (Z - \sqrt{Z^2 - 4R^2H^2}); \quad (4.11)$$

где  $Z, R, H$  — безразмерные коэффициенты:

$$Z = 1 + (1 + R^2)H^2; \quad (4.12)$$

$$H = \frac{h}{r_{\text{св}}}; \quad (4.13)$$

$$R = \frac{r}{h}; \quad (4.14)$$

$$r = r_{\text{св}} \sqrt{\cos \Theta}; \quad (4.15)$$

$$\Theta = \frac{\alpha}{180} \cdot \pi. \quad (4.16)$$

Подставим соответствующие значения в формулы (4.11)–(4.16), получим:

$$\Theta = \frac{12}{180} \cdot 3,14 = 0,2093;$$

$$r = 3,5 \cdot \sqrt{\cos 0,2093} = 3,5;$$

$$R = \frac{3,5}{0,75} = 4,667;$$

$$H = \frac{0,75}{3,5} = 0,2143;$$

$$Z = 1 + (1 + 4,667^2) \cdot 0,2143^2 = 2,046;$$

$$\psi = 1 - 0,5 \cdot (2,046 - \sqrt{2,046^2 - 4 \cdot 4,667^2 \cdot 0,2143^2}) = 0,192.$$

Среднюю температуру внутренней поверхности свода печи определяют по формуле

$$t_{\text{св}} = \frac{(r_{\text{св}}^2 - r_{\text{ц.св}}^2) t_{\text{св.пан}} + t_{\text{ц.св}} r_{\text{ц.св}}^2}{r_{\text{св}}^2}, \quad (4.17)$$

где  $r_{\text{ц.св}}$  — радиус центральной части свода, м;  $t_{\text{св.пан}}$  — средняя температура сводовых панелей, °C;  $t_{\text{ц.св}}$  — температура центральной части свода, °C.

Результаты замера температуры  $t$ , °C, для расчета потерь тепла через ограждения рабочего пространства печи приведены ниже:

центр свода печи .....	1542
панели свода.....	1127
низ шахты .....	910
дно ванны после выпуска .....	1680
напротив окна (после выпуска).....	1500

Тогда температура поверхности свода по формуле (4.17) имеет вид

$$t_{\text{ван}} = \frac{\left( r_{\text{св}}^2 - \left( \frac{r_{\text{м}}}{2} \right)^2 \right) \cdot t_{\text{фут.в}} + t_{\text{шл}} \cdot \left( \frac{r_{\text{м}}}{2} \right)^2}{r_{\text{св}}^2}, \quad (4.18)$$

где  $r_{\text{м}}$  — радиус металлической ванны [5], м;  $t_{\text{фут.в}}$  — температура футеровки, °C (принимая  $t_{\text{фут.в}} = 1680$  °C);  $t_{\text{шл}}$  — температура шлака, °C.

Температуру поверхности ванны рассчитаем по формуле (4.18):

$$t_{\text{ван}} = \frac{\left( 3,5^2 - \left( \frac{2,878}{2} \right)^2 \right) \cdot 1680 + 1670 \cdot \left( \frac{2,878}{2} \right)^2}{r_{\text{св}}^2} = 1678,31 \text{ °C}.$$

Тогда тепловые потери при работе с открытым сводом рассчитаем по формулам (4.9), (4.10):

$$\begin{aligned} W_6^1 &= 3,14 \cdot 3,5^2 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,192 \cdot 0,95 \cdot 300 \cdot (1473^4 - 293^4) = \\ &= 5,61 \cdot 10^8 \text{ Дж}; \end{aligned}$$

$$W_6^2 = 3,14 \cdot 3,5^2 \cdot 5,67 \cdot 10^{-8} \cdot 0,192 \cdot 0,95 \cdot 300 \cdot (1951,3^4 - 293^4) = \\ = 17,293 \cdot 10^8 \text{ Дж};$$

$$W_6' = (5,61 + 17,293) \cdot 108 = 2,290 \text{ ГДж}.$$

7. *Расход тепла на эндотермические реакции.* Энергетические затраты эндотермических процессов связаны с нагревом и испарением влаги, вносимой загружаемыми в печь материалами, разложением оксидов железа, железной руды, карбонатов кальция (при недопале извести) или гидратов оксида кальция (при гидратации извести), шлакообразованием. Из реакций, происходящих в печи, эндотермическими являются реакции десульфурации, обезуглероживания, восстановления и процессы испарения элементов. Для более общей оценки эндотермических реакций принимаем удельные энергетические затраты на эндотермические процессы равными 50–150 МДж/т [5]:

$$W_7' = (50 \dots 150) m_o,$$

где  $m_o$  — емкость печи, равная 150 т.

Тогда  $W_7' = 120 \cdot 150 = 18,00 \text{ ГДж}$ .

8. *Тепловые потери электрической сетью.* Эти потери связаны с тем, что при прохождении тока по проводнику в нем выделяется тепло, которое частично рассеивается в окружающее пространство. Электрические потери зависят от конструкции токоподвода, параметров электрического режима и стабильности горения электрических дуг. В состав электрических потерь входят потери в шинах высокого напряжения, трансформаторе, вспомогательной аппаратуре и короткой сети.

По закону Джоуля-Ленца

$$W_8' = I^2 R \tau,$$

где  $I$  — сила тока, А (по данным печи  $I = 60 \text{ кА}$  [6]);  $R$  — сопротивление, Ом;  $\tau$  — время работы печи под током, с.

Тогда  $W_8' = 60000^2 \cdot 2400 \cdot 12,753 \cdot 10^{-4} = 11,019 \text{ ГДж}$ .

Однако не все тепло рассеивается в пространстве, и поэтому точное определение этой доли тепловых потерь затруднено.

9. *Потери тепла теплопроводностью через футеровку.* Определим потери тепла через подину печи. Футеровка подины состоит из магнетитовой набивки — 150 мм и магнезитовой футеровки — 570 мм

(принимаем их как один слой) толщиной 720 мм (для всех емкостей) и шамота-легковеса толщиной 180 мм. Температура внутренней поверхности подины  $t_1 = 1680$  °С, температура наружной поверхности кожуха  $t_2 = 260$  °С. Найдем коэффициенты теплопроводности  $\lambda_m$  и  $\lambda_{ш}$ , Вт/(м·К):

$$\lambda_m = 6,28 - 0,0027t_m,$$

$$\lambda_{ш} = 0,465 + 0,00038t_{ш}.$$

Принимая в первом приближении линейное распределение температуры по толщине футеровки, находим температуру на границе раздела слоев:

$$t_{м-ш} = t_2 + (t_1 + t_2) \cdot \frac{\delta_{ш}}{\delta_{ш} + \delta_m},$$

где  $t_1, t_2$  — температура внутренней и наружной поверхности футеровки подины, [5] °С;  $\delta_{ш}, \delta_m$  — толщина магnezитовой футеровки и шамота, м.

$$t_{м-ш} = 260 + (1680 - 260) \cdot \frac{0,18}{0,72 + 0,18} = 544$$
 °С.

Тогда коэффициенты теплопроводности материалов:

$$\lambda_m = 6,28 - 0,0027 \cdot \frac{1680 + 544}{2} = 3,278 \text{ Вт/(м·К);}$$

$$\lambda_{ш} = 0,465 - 0,00038 \cdot \frac{544 + 260}{2} = 0,312 \text{ Вт/(м·К)}$$

По формуле конвективного теплообмена, применяемой для приближенных расчетов,

$$\alpha_2 = 10 + 0,06t_{ст},$$

где  $t_{ст}$  — температура стального кожуха, °С.

При  $t_2 = 260$  °С коэффициент теплоотдачи конвекцией обращенной вниз поверхности

$$\begin{aligned} \alpha_{конв} &= 0,7\alpha_2 = 0,7 \cdot (10 + 0,06 t_2), = \\ &= 0,7 \cdot (10 + 0,06 \cdot 260) = 17,92 \text{ Вт/(м}^2\text{·К)}. \end{aligned}$$

Согласно формуле плотность теплового потока через двухслойную футеровку пода

$$q_{\text{под}} = \frac{t_1 - t_{\text{ц}}}{\sum_{i=1}^2 \frac{\delta_i}{\lambda_i} + \frac{1}{\alpha_{\text{конв}}}} = \frac{t_1 - t_{\text{ц}}}{\frac{\delta_{\text{м}}}{\lambda_{\text{м}}} + \frac{\delta_{\text{ш}}}{\lambda_{\text{ш}}} + \frac{1}{\alpha_{\text{конв}}}} =$$

$$= \frac{1680 - 30}{\frac{0,72}{3,278} + \frac{0,18}{0,312} + \frac{1}{17,92}} = 1935,93 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{К)},$$

где  $t_{\text{ц}}$  — температура в цехе, °С;  $\delta_i$  — толщина участка стен, м.

Уточним значение температуры на границе раздела слоев футеровки:

$$t_{\text{м-ш}}^{\text{р}} = t_1 - q_{\text{под}} \cdot \frac{\delta_{\text{м}}}{\lambda_{\text{м}}};$$

$$t_2 = t_{\text{м}} + \frac{q_{\text{под}}}{\alpha_{\text{конв}}}.$$

$$t_{\text{м-ш}}^{\text{р}} = 1680 - 1935,93 \cdot \frac{0,72}{3,278} = 1254,78 \text{ °С};$$

$$t_2 = 30 + \frac{2911,533}{17,92} = 138,03 \text{ °С}.$$

Тогда

$$\lambda_{\text{м}} = 6,28 - 0,0027 \cdot \frac{(1680 + 1254,78)}{2} = 2,32 \text{ Вт/(м} \cdot \text{К)};$$

$$\lambda_{\text{ш}} = 0,465 + 0,00038 \cdot \frac{(1254,78 + 138,03)}{2} = 0,73 \text{ Вт/(м} \cdot \text{К)};$$

$$\alpha_{\text{конв}} = 0,7 \cdot (10 + 0,06 \cdot 138,03) = 12,80 \text{ Вт/(м}^2 \cdot \text{К)}.$$

Начнем уточненное значение плотности потока тепла через подину:

$$q_{\text{под}}' = \frac{1680 - 30}{\frac{0,72}{2,32} + \frac{0,18}{0,73} + \frac{1}{12,80}} = 2599,66 \text{ Вт/м}^2.$$

Теперь можно найти уточненные значения температур на границе раздела слоев, средние температуры слоев и коэффициенты теплопроводности:

$$t_{\text{м-ш}}^{\text{п}} = 1680 - 2599,66 \cdot \frac{0,72}{2,32} = 806,80 \text{ }^{\circ}\text{C};$$

$$t_2 = 30 + \frac{2599,66}{12,80} = 233,01 \text{ }^{\circ}\text{C};$$

$$\lambda_{\text{м}} = 6,28 - 0,0027 \cdot \frac{(1680 + 806,80)}{2} = 3,36 \text{ Вт/(м}\cdot\text{K)};$$

$$\lambda_{\text{ш}} = 0,465 + 0,00038 \cdot \frac{(806,80 + 233,01)}{2} = 0,267 \text{ Вт/(м}\cdot\text{K)};$$

$$\alpha_{\text{конв}} = 0,7 \cdot (10 + 0,06 \cdot 233,01) = 16,79 \text{ Вт/(м}^2\cdot\text{K)}.$$

Тогда

$$q_{\text{под}}'' = \frac{1680 - 30}{\frac{0,72}{2,32} + \frac{0,18}{0,267} + \frac{1}{16,79}} = 1581,07 \text{ Вт/м}^2.$$

Поскольку расхождение между двумя последними значениями плотности теплового потока через под составляет менее 5 %:

$$\frac{q' - q''}{q'} \cdot 100 = \frac{2599,66 - 1581,07}{2599,66} \cdot 100 = 3,92 \% < 5 \%,$$

то последнее значение  $q' = 2599,66 \text{ Вт/м}^2$  считаем окончательным.

Тогда потери тепла через подину находим по формуле

$$W'_9 = q_{\text{под}} F \tau, \quad (4.19)$$

где  $F$  — площадь наружной поверхности подины,  $\text{м}^2$ ;  $\tau$  — время плавки, равное 50 мин.

При определении площади наружной поверхности подины принимаем, что она состоит из поверхности сферического сегмента  $F_{\text{под}}^1$  и цилиндрической поверхности  $F_{\text{под}}^2$ :

$$F_{\text{под}}^1 = 2\pi R h,$$

где  $R$  — радиус подины, м;  $h$  — высота подины, м;

$$F_{\text{под}}^2 = \pi D (H_{\text{под}} - \delta_{\text{п}}),$$

где  $D$  — диаметр кожуха, м;  $\delta_{\text{п}}$  — толщина подины, м;

$$H_{\text{под}} = \delta_{\text{п}} + H + H_{\text{шл}} + L,$$

где  $H$  — глубина ванны жидкого металла, м;  $H_{\text{шл}}$  — высота слоя шлака, м;  $L$  — расстояние от уровня ванны до нижней кромки панелей, м.

Тогда

$$F_{\text{под}}^1 = 2 \cdot 3,14 \cdot 9,0 \cdot 0,9 = 50,868 \text{ м}^2,$$

$$F_{\text{под}}^2 = 3,14 \cdot 6,7 \cdot (0,9 + 1,1 + 0,085 + 0,4 - 0,9) = 31,557 \text{ м}^2.$$

Тогда потери тепла через подину по формуле (4.19)

$$W'_9 = 2808,255 \cdot (50,868 + 31,557) \cdot 3180 = 0,74 \text{ ГДж}.$$

10. *Тепло, аккумулированное кладкой.* На периодически действующих печах кладка то перегревается, то охлаждается. Поэтому футеровка печи может в определенные периоды плавки получать тепло излучением из рабочего пространства печи или возвращать его. Следовательно, аккумулированное тепло может иметь разный знак. Если периоды охлаждения невелики, то температуру кладки в среднем можно считать постоянной, а режим работы печи стационарным. Но если рабочая температура футеровки выше температуры, при которой начинается ее разогрев, то

$$W'_{10} = m_{\text{кл}} \cdot \Sigma C_i \cdot t_{i, \text{ср}},$$

где  $m_{\text{кл}}$  — масса кладки, кг;  $C_i$  — средняя теплоемкость соответствующего слоя футеровки, Дж/(кг·К);  $t_{i, \text{ср}}$  — средняя температура этого слоя футеровки, °С.

Среднюю температуру каждого слоя футеровки при ее разогреве можно определить на основании расчета теплопроводности футеровки или измерениями с помощью термопар:

$$C_i = C_{\text{м}} + C_{\text{ш}}.$$

где  $C_{\text{м}}$  — теплоемкость магнезита;  $C_{\text{ш}}$  — теплоемкость шамота ( $C_{\text{ш}} = 960 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$ ) [5].

Находим теплоемкость соответствующих слоев:

$$C_{\text{м}} = 1050 + 0,145t = 1050 + 0,145 \cdot \frac{1680 + 806,8}{2} = 1230,293,$$



Тогда

$$W'_{10} = 123000 \cdot \left[ 1230,293 \cdot \frac{1680 + 806,8}{2} + 960 \cdot (806,8 - 233,01) \right] = 276,93 \text{ ГДж.}$$

11. *Потери тепла излучением через рабочее окно.* Размеры рабочего окна ШПД следующие: ширина  $a = 0,8$  м, высота  $b = 0,9$  м, толщина стенки  $s = 0,75$  м.

$$W'_{11} = C_0 \left( \frac{T_n}{100} \right)^4 \Phi F \tau,$$

где  $C_0$  — коэффициент излучения абсолютно черного тела, Вт/(м<sup>2</sup>·К) ( $C_0 = 5,67$ );  $T_n$  — температура печи, К ( $T_n = 1680 + 273 = 1953$  К);  $\Phi$  — коэффициент диафрагмирования;  $F$  — площадь открытого окна, м<sup>2</sup> ( $F = 0,8 \cdot 0,9 = 0,72$  м<sup>2</sup>);  $\tau$  — время работы с открытым окном, с ( $\tau = 1200$  с).

Коэффициент диафрагмирования находим по формуле

$$\Phi = 0,5 \cdot (1 + \varphi_{12}),$$

где  $\varphi_{12}$  — угловой коэффициент с излучающей поверхности на тепло-воспринимающую.

Угловой коэффициент находим по формуле

$$\varphi_{12} = \frac{L}{L + s},$$

где  $L$  — расстояние от уровня ванны до нижней кромки панелей, м;  
 $s$  — толщина стенки, м.

$$L = \frac{4V}{f} = \frac{4 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 0,75}{2 \cdot (0,80 \cdot 0,75 + 0,9 \cdot 0,75 + 0,9 \cdot 0,8)} = 0,541 \text{ м,}$$

где  $V$  — объем оконного проема, м<sup>3</sup>;  $f$  — поверхность, ограничивающая этот объем, м<sup>2</sup>.

Тогда угловой коэффициент равен

$$\varphi_{12} = \frac{0,541}{0,541 + 0,75} = 0,419.$$

Коэффициент диафрагмирования  $\Phi = 0,5 \cdot (1 + 0,419) = 0,71$ .

Тогда тепловые потери через рабочее окно

$$W'_{11} = 5,67 \cdot \left( \frac{1953}{100} \right)^4 \cdot 0,71 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot 1200 = 0,51 \text{ ГДж.}$$

Результаты расчета энергетического баланса выплавки стали с учетом подогрева лома в ДСП представлены ниже в табл. 4.2.

Таблица 4.2

## Энергетический баланс плавки стали в ДСП

Статья прихода	ГДж	%	Статья расхода	ГДж	%
1	2	3	4	5	6
1. Электроэнергия $W_1$	126,36	38,147	1. Полезный расход энергии $W'_1$	167,781	50,651
2. Тепло, вносимое чугуном, $W_2$	29,886	9,022	2. Тепло, уносимое газами, $W'_2$	5,310	1,603
3. Тепло, вносимое шихтой, $W_3$	14,790	4,465	3. Потери с охлаждающей водой $W'_3$	66,870	20,187
4. Тепло, вносимое другими материалами, $W_4 + W_5$	0,107	0,032	4. Тепловые потери электродами $W'_4$	0,004	0,001
5. Тепло экзотермических реакций $W_6$	95,240	28,752	5. Тепло, уносимое частицами $Fe_2O_3$ , $W'_5$	26,513	8,004
6. Тепло, поступающее от ГКГ, $W_7$	36,720	11,085	6. Потери при открытом своде $W'_6$	2,290	0,691
7. Тепло шлакообразования $W_8$	3,190	0,963	7. Тепло эндотермических реакций $W'_7$	18,000	5,434
8. Тепло от окисления электродов $W_9$	2,480	0,748	8. Потери электрической сетью $W'_8$	11,019	3,326
9. Тепло, вносимое металлом и шлаком от предыдущей плавки	20,013	6,042	9. Потери через футеровку $W'_9$	0,740	0,224
10. Тепло кислорода и воздуха	2,463	0,744	10. Тепло, аккумулированное кладкой, $W'_{10}$	30,500	9,208
			11. Потери через рабочее окно $W'_{11}$	0,510	0,154
ИТОГО	331,249	100,00	ИТОГО	331,249	100,00

Эффективность использования различных видов энергии в ДСП принято характеризовать величиной электрического КПД —  $\eta_{эл}$ , который учитывает потери электрической энергии при подводе ее к рабочему пространству; теплового КПД —  $\eta_{т}$ , который учитывает полноту использования энергии в рабочем пространстве и общего —  $\eta_{общ}$ , который показывает насколько эффективно используются все виды энергии в электропечной установке. Общий КПД —  $\eta$  характеризует

как конструктивные особенности печи, так и условия ее эксплуатации и может служить универсальным параметром для сравнения работы различных печей.

Электрический коэффициент полезного действия

$$\eta_{\text{эл}} = \frac{W_1 - W'_8}{W_1} = \frac{126,36 - 11,019}{126,36} = 0,91.$$

Тепловой коэффициент полезного действия

$$\eta_{\text{т}} = \frac{W'_1 + W'_7}{W_1 \eta_{\text{эл}} + (W_{\text{приход}} - W_1)} = \frac{167,781 + 18,00}{126,36 \cdot 0,91 + (331,249 - 126,36)} = 0,58.$$

Общий коэффициент полезного действия

$$\eta_{\text{общ}} = \frac{W'_1 + W'_7}{W_{\text{приход}}} = \frac{167,781 + 18,00}{331,249} = 0,56.$$

Удельный расход электроэнергии на тонну выплавленной стали составит

$$W_{\text{ул}} = \frac{35,1 \cdot 10^6}{124,2} = 282,61 \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}.$$

Полученные значения КПД:  $\eta_{\text{эл}} = 0,91$ ,  $\eta_{\text{т}} = 0,58$ ,  $\eta_{\text{общ}} = 0,56$  — лежат у нижней границы коэффициентов полезного действия современных электродуговых печей. Диапазон изменения этих коэффициентов таков:

- электрический КПД около 0,90–0,95;
- тепловой КПД около 0,65–0,70;
- общий КПД около 0,55–0,65.

## 4.2. Анализ энергетического режима плавки

---

На основе тепловых и энергобалансов разрабатывают энергетический режим плавки, который представляет собой график изменения мощности по ходу плавки в виде числа и величины ступеней мощности или напряжения электропечного трансформатора. Этому соответствует определенный расход электрической энергии, который регулируется в системах автоматического управления. При этом надо помнить,

что рациональные соотношения геометрических размеров рабочего пространства дуговых печей обеспечивают благоприятное распределение тепловых потоков, величины которых зависят от мощности дуг (подводимая к электродам мощность). В разные периоды плавки энергетический режим будет отличаться. Наиболее энергоемкий период нагрева и расплавления твердой завадки целесообразно проводить при максимально возможной мощности за минимально короткое время. Как уже было сказано, период плавления шихты занимает свыше половины времени всей плавки, расходуется при этом 60–80 % общего расхода электроэнергии и именно этот период определяет величину удельного расхода электрической энергии на одну тонну выплавляемой стали.

Энергетический режим технологического периода плавки должен обеспечивать необходимую температуру металла и футеровки. В общем случае тепловую мощность, вводимую в печи в виде мощности нагрева  $P_n$  описывают следующим уравнением:

$$P_n = P_{\pi} + P_{a,ф} + P_{пот}, \quad (4.20)$$

где  $P_{\pi}$  — полезная мощность, МВ·А;  $P_{a,ф}$  — мощность, аккумулируемая футеровкой, МВ·А;  $P_{пот}$  — мощность тепловых потерь, МВ·А.

Повышение температуры футеровки по ходу плавки вызывает снижение расхода тепла на футеровку, но увеличивает тепловые потери. Эти величины не вызывают перегрева и разрушения футеровки, так как тепло полностью отводится от внутренней поверхности теплопроводностью и охлаждаемой водой.

Оставшаяся часть мощности определяет теплообмен в свободном пространстве печи. При наличии экзотермических реакций окисления элементов и применения газокислородных горелок и альтернативных источников тепла расход электрической энергии на плавку может быть сокращен.

При разработке энергетического режима плавки необходимо учитывать следующие условия:

- расплавление металлошихты надо проводить на максимальной мощности;
- количество подводимого тепла определяется из теплового баланса;
- подводить мощность для компенсации тепловых потерь и нагрева футеровки таким образом, чтобы избежать ее перегрева;

- энергетический режим периода расплавления зависит от большого числа факторов (насыпная плотность шихты, способ укладки, потери тепла при простоях и открытом своде печи), поэтому энергетические режимы отдельных плавов могут существенно различаться;
- на начальной стадии нагрева обычно вводится только половина номинальной мощности, а затем мощность увеличивается в момент закрытого горения дуг и тогда перегрев футеровки исключается;
- подводимая мощность в процессе плавки меняется;
- изменять плавно подводимую мощность трансформатора технически невозможно, поэтому трансформаторы изготавливают с большим числом ступеней напряжения, переключаемых под нагрузкой, что позволяет вести процесс плавки по любому заданному графику (пример графика энергетического режима представлен на рис. 4.1 в зависимости от коэффициента использования номинальной мощности).

Практические графики при плавке стали в дуговых печах часто отличаются от расчетных. Для крупнотоннажных ДСП при насыпной плотности шихты  $0,8\text{--}1,2\text{ т/м}^3$  почти все расплавление проводят на максимальной мощности, снижая ее к концу периода, а температура футеровки чаще всего не достигает температуры шлака.

На графике по оси ординат указана величина коэффициента использования мощности  $S_{\text{max}}/S_{\text{фак}}$ , где  $S_{\text{max}}$  и  $S_{\text{исп}}$  — максимальная и используемая мощность соответственно, МВ·А.

Для сверхмощных ДСП эта величина составляет

$$K = \frac{S_{\text{max}}}{S_{\text{исп}}} = 1,2 \dots 1,4.$$

На основании уравнения энергетического баланса периода плавления шихты рассчитывают потребляемую мощность печного трансформатора по формуле

$$P_{\text{эл}} + Q_{\text{экз}}m = Q_{\text{э}}m + g_{\text{п}}m\tau_{\text{п}} + g_{\text{э}}m\tau_{\text{э}},$$

где  $P_{\text{эл}}$  — электрическая мощность, вводимая в печь в период расплавления, кВт;  $Q_{\text{экз}}$  — удельная тепловая энергия экзотермических реакций окисления примесей и железа шихты, кВт·ч/т;  $m$  — номинальная

емкость печи;  $Q_3$  — удельный расход энергии энергетического периода (на расплавление и перегрев металла), кВт·ч/т;  $g_{\text{п}}$  — удельная мощность тепловых потерь в период межплавочного простоя, кВт·ч/т;  $\tau_{\text{п}}$  — продолжительность межплавочного простоя печи, ч;  $g_3$  — удельная мощность тепловых потерь в период плавания, кВт·ч/т;  $\tau_{\text{р}}$  — продолжительность периода расплавления, ч.

Доля тепла экзотермических реакций в приходной части энергобаланса ДСП практически не зависит от емкости печи. Величина этой доли в киловатт-часах на тонну при обычной практике использования кислорода для интенсификации процесса плавания изменяется в небольших пределах и в расчетах может быть принятой 20 % или 0,2 от общего поступления энергии:

$$Q_{\text{экз}}m = 0,2 \cdot (P_{\text{эл}}\tau_{\text{р}} + Q_{\text{экз}}m). \quad (4.21)$$

Выразив  $Q_{\text{экз}}m$  через  $P_{\text{эл}}\tau_{\text{р}}$  и подставив его в уравнение (4.21), получим следующее выражение для определения вводимой мощности  $P_{\text{эл}}$ , кВт:

$$P_{\text{эл}} = \frac{0,8m(Q_3 + g_{\text{п}}m_{\text{т}} + g_3m)}{\tau_{\text{р}}}.$$

Удельный расход электроэнергии на расплавление и перегрев металла и шлака  $Q_3$  обычно изменяется в широких пределах. Если принять температуру плавления стали равной 1500 °С при кратности шлака 0,03–0,04 (отношение массы шлака к массе металла), то  $Q_3$  составит величину порядка 400 кВт·ч/т.

Удельная мощность тепловых потерь за время межплавочного простоя и расплавления  $g_3$ , кВт·ч/т, зависит от емкости печи, и для приближенной оценки ее можно принять:

$$g_3 = (220 \dots 360)m^{0.5}.$$

С увеличением емкости печи тепловые потери увеличиваются. Удельную мощность тепловых потерь во время межплавочного простоя можно принять равной  $1,5g_3$ , т. е. в 1,5 раза больше удельной мощности тепловых потерь в период расплавления, поэтому межплавочные периоды работы печи необходимо всеми путями уменьшать.

Из выражения (4.20) можно определить энергетическую мощность  $P_{\text{эл}}$ , которую необходимо ввести в печь для обеспечения требуемой продолжительности расплавления шихты в заданных усло-

виях, и рассчитать номинальную мощность печного трансформатора  $S_H$ , кВт:

$$S_H = \frac{P_{\text{эл}}}{K_T \eta_{\text{эл}} \cos \varphi},$$

где  $K_T$  — коэффициент использования номинальной мощности трансформатора в период плавления;  $\eta_{\text{эл}}$  — электрический КПД трансформатора;  $\cos \varphi$  — коэффициент использования мощности.

Коэффициент  $\eta_{\text{эл}}$  учитывает неустойчивость горения дуг, недоиспользование номинальной мощности в разные периоды плавки, а также отклонение фактических параметров работы печи от заданных. Его величина при работе на твердой завалке принимается равной 0,8. Для определения  $\eta_{\text{эл}}$  используют уравнение:

$$\eta_{\text{эл}} = 0,9 S_H^{0,11 S_H}.$$

Если принять фиксированные значения  $\cos \varphi$ , то  $S_H$ , МВ·А, рассчитывается как

$$S_H = \frac{P_{\text{эл}}}{K_T \cos \varphi}.$$

Технологический период плавки состоит из ряда последовательных интервалов, характеризующихся различной длительностью, определяемых физико-химическим состоянием металла и шлака, тепловым состоянием футеровки и, следовательно, разным энергопотреблением, соответствующим определенным ступеням мощности трансформатора. Обычно максимальная мощность снимается с трансформатора в период расплавления шихты, а затем начинается ступенчатое снижение мощности во избежание перегрева футеровки печи. Для определения глубины регулирования мощности необходимо учитывать минимальное и максимальное вторичное напряжение. Автоматический регулятор подбирает необходимую ступень напряжения согласно заданному графику плавки. На мощных печах высшая ступень напряжения должна быть приблизительно больше низшей в три раза.

Поскольку от величины тока зависит интенсивность перемешивания ванны, то в период выдержки металла есть смысл понижать напряжение и увеличивать силу тока, т. е. работать на короткой дуге. Однако при этом возможно науглероживание металла, что необходимо учитывать при выплавке низкоуглеродистых сталей.

Для обеспечения наиболее эффективного использования подводимой мощности печного трансформатора необходима рациональная завалка шихты в ДСП с учетом разной плотности загружаемого скрапа (рис. 4.2 [7]).

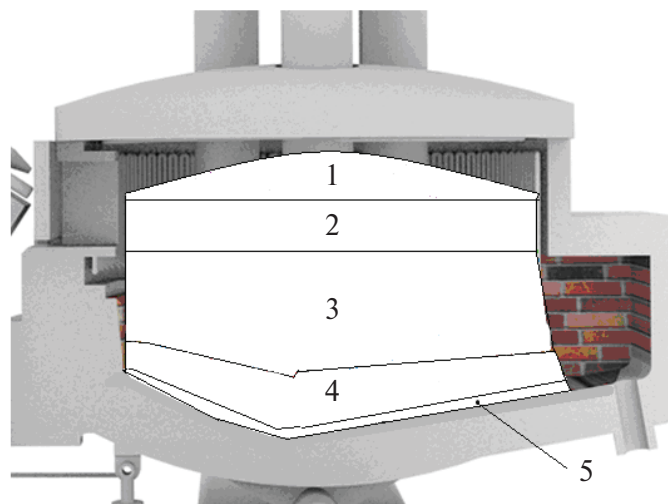


Рис. 4.2. Правильно произведенная завалка шихты в ДСП:

- 1 — легкий лом; 2 — средний лом; 3 — тяжеловесный крупно-габаритный лом;  
4 — амортизирующий слой из легковесного лома; 5 — жидкое болото

Плотность загрузки металлолома существенно влияет на режим горения электрической дуги в рабочем пространстве дуговой печи, обеспечивая короткую или длинную дугу (рис. 4.3).

Процесс плавления металлошихты связан с процессами тепло- и массопереноса между жидкой и твердой фазой. Скорость плавления может регулироваться за счет тепло- и массопередачи либо этих процессов совместно и в значительной степени зависит от химического состава твердой и жидкой фазы. В условиях ДСП, в которой источником тепла является электрическая дуга, а различные «фазы» (виды металлолома, чугун, шлакообразующие и остаток жидкого металла) часто по-разному нагреваются и плавятся в процессе, теплообмен осуществляется несколькими способами: теплопроводностью, конвекцией и излучением.

Процесс плавления в рабочем пространстве ДСП может быть условно разделен на три стадии (рис. 4.4) [7].



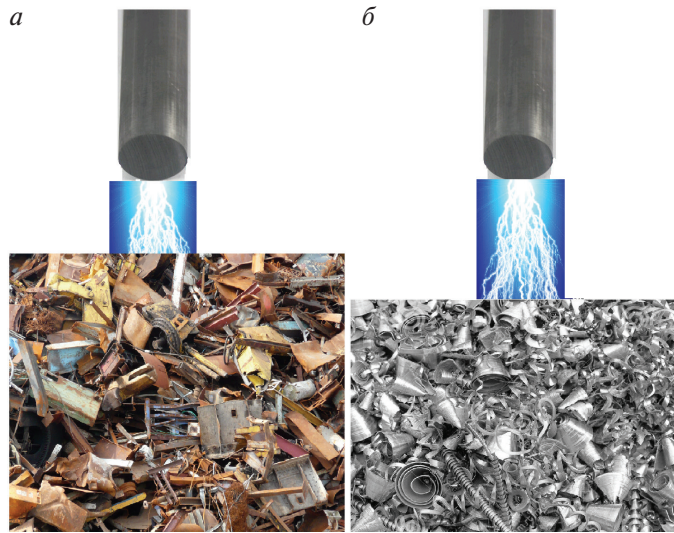


Рис. 4.3. Длина дуги в зависимости от плотности усадки металлолома в рабочем пространстве ДСП:

*a* — короткая дуга при полной загрузке; *б* — длинная дуга с легковесом (витая стружка)

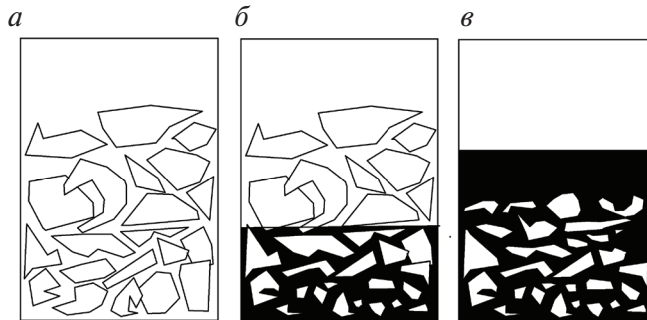


Рис. 4.4. Три стадии плавления шихты в рабочем пространстве дуговой сталеплавильной печи:

*a* — твердый лом; *б* — небольшое количество расплава и твердый лом; *в* — жидкий металл с остатками твердого лома

1. *Стадия нагрева.* Лом нагревается за счет электрической дуги преимущественно в верхней части печи. Тепло передается за счет излучения дуги, конвекцией горячих газов, проходящих в свободном пространстве между кусками металлолома, а также теплопроводностью в местах контакта кусков скрапа между собой. В верхней части печи температура металлолома повышается до момента достижения температуры плавления. На этой стадии следует рассматривать, главным образом, теплообмен между газовой и твердой фазами.

2. *Стадия плавления.* После того как плавление металлолома началось (а этот процесс начинается с верхней части рабочего пространства ДСП), первые порции расплавленного металла движутся вниз по направлению к подине печи. Затем уровень жидкого металла поднимается, в то время как высота слоя твердого скрапа в рабочем пространстве уменьшается. Вся масса металлолома нагревается в этот момент как за счет факелов топливокислородных горелок (ТКГ), установленных в своде либо стенах, так и за счет расплавленного металла на подине печи. Поверхность жидкого металла продвигается вверх по мере проплавления металлолома. При этом одновременно существует контакт фаз газ—твердое и твердое—жидкость.

3. *Завершающая стадия.* После того как весь лом полностью погружается в жидкий расплав, в нем остается только контакт фаз твердое—жидкость. Рассматриваемая область становится фиксированной. Область существования жидкого расплава расширяется, в то время как поверхность контакта твердой и жидкой фазы постоянно сокращается до тех пор, пока металлолом полностью не расплавится (растворится).

Таким образом, на основе данных энергобалансов ДСП можно выбрать необходимую мощность трансформатора, рассчитать удельный расход электроэнергии на выплавку стали. Оценить вклад газокислородных горелок, применение в шихте жидкого чугуна и выяснить долю физического тепла, вносимого шихтовыми материалами.

В первом приближении можно сказать (из расчетных данных энергобаланса), что вклад ГКГ (11 %), жидкого чугуна (9 %) и предварительного нагрева шихты (4,4 %) составляет около 25 % всей энергии. Тепло экзотермических реакций составляет также около 30 %, доля физического тепла, вносимого другими материалами, незначительна. На тепловые потери в расходной части баланса приходится чуть больше 32 %, а электропотерям соответствует величина, на порядок меньше. Все это указывает на необходимость проведения оптимизационных и энергосберегающих мероприятий.

Температура отходящих газов после камеры дожигания составляет 500—800 °С. Далее тепло этих газов не используется — предусмотрено только их охлаждение. Кроме того, большой расход газа и воздуха в камере дожигания, как и наличие самой камеры, указывает на то, что химическое тепло отходящих газов используется недостаточно эффективно.

В существующей схеме утилизации отходящих газов используется только их физическое тепло, а химическое тепло не используется. Про-

водимое дожигание в камере целесообразно только с экологической точки зрения, но не с энергетической. Наличие высокой температуры отходящих газов позволяет рассматривать вариант установки котла-утилизатора для выработки пара. Утилизация по такой схеме проста: уходящий газ направляется в котел-утилизатор, а выработанный при этом пар поступает в теплоутилизационную установку — турбогенератор. За счет полученной электроэнергии можно компенсировать до 20 % энергозатрат на производство стали.

Повышенные потери тепла с водой, охлаждающей элементы шахтной печи, свыше 20 %, говорят о необходимости рассмотрения мероприятий по снижению расхода воды, возможно, потребуются заменить водоохлаждаемые элементы шахты на неводоохлаждаемые, например чугунные плиты. Это позволит снизить тепловые потери с водой, так как на охлаждение шахты расходуется больше воды, чем на остальные водоохлаждаемые элементы, и тепловые потери в шахте больше.

Эффективным средством снижения потерь тепла с охлаждающей водой с последующей рекуперацией тепла является использование системы испарительного охлаждения. При этом расход воды сокращается примерно в 50 раз, а срок службы охлаждаемых элементов увеличивается почти в 10 раз. Закрытость системы испарительного охлаждения обеспечивает ее работу под повышенным давлением, которое формируется при испарении воды. Давление в системе достигает 4 МПа, что позволяет его использовать как самостоятельный энерготеплоноситель для выработки электроэнергии в мини-турбинах.

Первая плавка более энергоемка, чем остальные, а в последней плавке тепло отходящих газов не используется, поэтому с учетом последовательности плавки стали различного сортамента необходимо проводить оптимизацию режимных параметров печи. Необходим детальный анализ теплообмена в рабочем пространстве печи и в шахтном подогревателе при различных режимах работы печи. Надо выбирать рациональные энергетические параметры, обеспечивающие интенсификацию теплообмена и экономное расходование энергоносителей и эмпирической энергии.

Ориентировочную оценку удельного расхода электроэнергии можно осуществить по эмпирической формуле, выведенной в работе [8] на основании статистической обработки данных анализа работы 14 дуговых сталеплавильных печей в Германии:

$$\begin{aligned} \frac{W_R}{\text{кВт} \cdot \text{ч/т}} = 300 + 900 \left[ \frac{G_E}{G_A} - 1 \right] + 1600 \frac{G_Z}{G_A} + 0,7 \left[ \frac{T_A}{^\circ\text{C}} - 1600 \right] + \\ + 0,85 \frac{T_S + T_N}{\text{мин}} - 8 \frac{M_G}{\text{м}^3/\text{т}} - 4,3 \frac{M_L}{\text{м}^3/\text{т}}, \end{aligned} \quad (4.22)$$

где  $W_R$  — удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т;  $G_E$  — масса металлозавалки, т;  $G_A$  — масса плавки (на выпуске), т;  $G_Z$  — масса шлакообразующих, т;  $T_A$  — температура выпуска, °С;  $T_S$  — время под током, мин;  $T_N$  — время без тока, мин;  $M_G$  — удельный расход природного газа (ТКГ), м³/т;  $M_L$  — удельный расход кислорода (фурмы), м³/т.

Для варианта, когда в металлозавалку применяют альтернативные лому железосодержащие материалы, уравнение (4.22) преобразуется в формулу [9].

$$\begin{aligned} \frac{W_R}{\text{кВт} \cdot \text{ч/т}} = 375 + 400 \left[ \frac{G_E}{G_A} - 1 \right] + 80 \frac{G_{DRI/HBI}}{G_A} - 50 \frac{G_{Shr}}{G_A} - \\ - 350 \frac{G_{HM}}{G_A} + 1000 \frac{G_Z}{G_A} + 0,3 \left[ \frac{T_A}{^\circ\text{C}} - 1600 \right] + 1 \frac{T_S + T_N}{\text{мин}} - 8 \frac{M_G}{\text{м}^3/\text{т}} - \\ - 4,3 \frac{M_L}{\text{м}^3/\text{т}} - 2,8 \frac{M_{HM}}{\text{м}^3/\text{т}} + NV \frac{W_V - W_{V_m}}{\text{кВт} \cdot \text{ч/т}}, \end{aligned}$$

где  $G_{DRI}$  — масса железа прямого восстановления;  $G_{HBI}$  — масса горячебрикетированного железа;  $G_{Shr}$  — масса шреддерного лома;  $G_{HM}$ ,  $M_{HM}$  — масса горячего металла;  $NV$  — коэффициент, учитывающий специфику конструкции печи ( $W_{vm} = 0,2...0,4$ );  $W_V$  — энергетические потери (в случае их замера и оценки);  $W_{Vm}$  — среднее значение  $W_V$ .

По сравнению с предыдущим уравнением некоторые из параметров поменялись и были добавлены дополнительные, влияющие на удельный расход электроэнергии.

## 5. Расчет материального баланса заданной марки стали с использованием программы, написанной с применением табличного процессора «Microsoft Office Excel»

---

Для углубления теоретической подготовки студента разработана программа расчета материального баланса выплавки стали в ДСП емкостью 80–140 т\*. Эта программа предполагает обоснование и выбор наиболее выгодного с технико-экономической точки зрения варианта технических решений. Как правило, выплавка стали в этих печах ведется в два периода — плавления и окислительного — с оставлением части (10–20 %) жидкого металла по окончании плавки.

Составленная программа позволяет расчетным путем осуществить анализ влияния различных шихтовых материалов, применяемых на практике, и технологию выплавки стали в ДСП (чугун жидкий или твердый, различные марки металлолома, металлизированное сырье, окатыши). По ходу выплавки стали в ДСП большой мощности возможны различные отклонения в технологии, вызываемые сложностью физико-химических связей отдельных параметров между собой и неполным охватом всех факторов процесса, искусственным изменением процесса по разным причинам. При этом важно знать величины отклонений и определять соответствующие воздействия на технологию процесса.

---

\* Программа расчета материального баланса выплавки стали в дуговой сталеплавильной печи большой производительности (емкостью 80–140 т) разработана на кафедре «Металлургия железа и сплавов» Уральского федерального университета (Екатеринбург) преподавателем А. С. Михайликовым.

Разработанная на кафедре программа позволяет, не затрагивая тепловую сторону процесса, выполнить расчеты материального баланса при широком варьировании химическим составом исходных шихтовых материалов при любом заданном соотношении составляющих металлической шихты и шлакообразующих материалов. Такой анализ технологии позволяет студенту выбирать оптимальный вариант процесса при индивидуальном характере и большой самостоятельности выполнения курсовых и дипломных проектов студентами.

Пример расчета выплавки среднеуглеродистой стали марки 50 и инструкция по расчету материального баланса заданной марки стали с использованием табличного процессора «EXEL»

Для расчета материального баланса заданной марки стали необходимо в поле «Количество и химический состав шихтовых материалов завалки и полупродукта» (табл. 5.1) ввести заданные значения химического состава и соотношение лома, чугуна (если имеется — окатыши или иной материал). Затем в поле «Количество и химический состав шлакообразующих материалов и шлака» предыдущей плавки» (табл. 5.2) ввести их значения.

В поле табл. 5.3 «Угар элементов в период плавления при выплавке стали в ШДП» ввести заданные значения угаров химических элементов (если они заданы).

В табл. 5.5 «Содержание металла к концу окислительного периода» ввести химический состав металла конца окислительного периода. После этого необходимо нажать на компьютере клавишу «ENTER» и вывести для анализа полученные расчетные данные на печать.

Блок-схема программы (рис. 5.1) и пример листинга ввода исходных данных и полученных результатов расчета выплавки среднеуглеродистой стали марки 50 (табл. 5.1–5.14) приводится ниже.

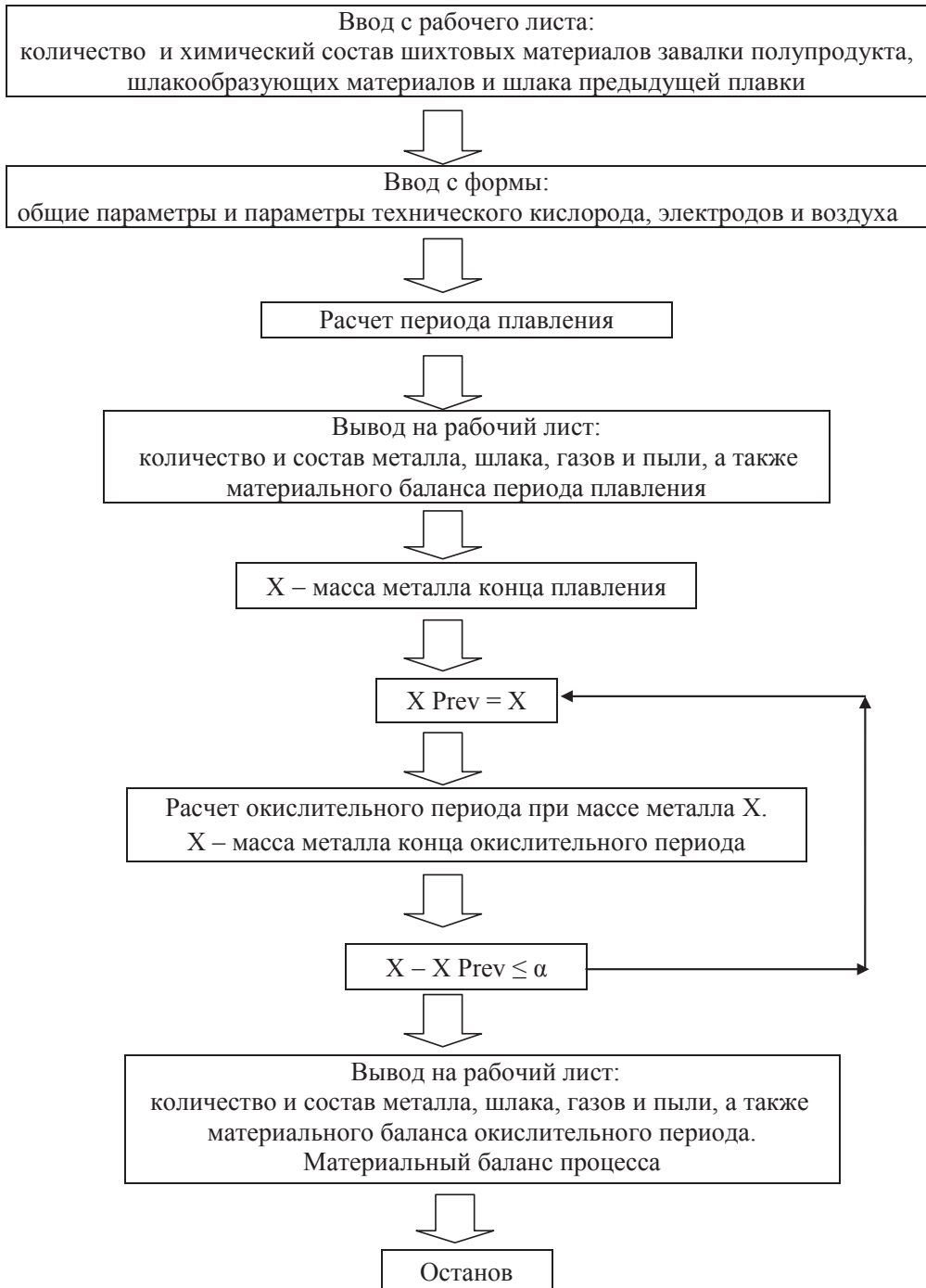


Рис. 5.1. Блок-схема программы «Материальный баланс» в ДСП

## Исходная информация для расчета выплавки среднеуглеродистой стали марки 50

Таблица 5.1

Количество и химический состав шихтовых материалов завалки и полупродукта

Материал	Масса, кг	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe
A4	48000	0,40	0,30	0,30	0,05	0,05	0,2	0,30	0,60	97,80
Чугун	36000	4,40	0,75	0,36	0,06	0,02	0	0	0,10	94,32
Окатыши	34009	1,48	0	0	0,03	0,02	0	0,02	0,01	98,44

Примечание. 0 — следы.

Таблица 5.2

Количество и химический состав шлакообразующих материалов и шлака предыдущей плавки

Материал	Масса, кг	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	CO <sub>2</sub>
Известь	6305,000	89,000	4,590	3,000	2,300	—	—	0,700	0,120	0,090	0,200
Доломит	0	53,000	39,730	3,400	0,070	—	—	1,800	2,000	0,000	0,000
Шлак предыдущей плавки	2214,470	54,037	3,857	25,077	1,943	4,269	6,579	2,314	1,544	0,380	—
Пустая порода	1991,000	20,360	5,430	63,360	5,430	5,430	0	0	0	0	0



Дополнительные данные для расчета выплавки стали марки 50

Таблица 5.3  
Угар элементов в период плавления при выплавке стали в ШДП, %

Угар	Al	B	C	Ca	Co	Cr	Cu	H	Mg	Mn	Mo	N	Nb	Ni	O	P	Pb	S	Si	Sn	Ta	Ti	V	W	Zn	Fe
Общий	100	0	20	100	0	20	0	0	100	20	0	0	0	1,5	0	50	0	0	45	0	0	0	0	0	0	6,8
В шлак	100	0	0	100	0	80	0	0	100	100	0	0	0	0	0	100	0	0	100	0	0	0	0	0	0	20
В улет	0	0	100	0	0	20	0	0	0	0	0	0	0	100	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	80

Таблица 5.4  
Продукты окисления элементов шихты газобразным кислородом

Эл.	O <sub>m</sub>	Al	B	C	Ca	Co	Cr	Cu	H	Mg	Mn	Mo	N	Nb	Ni	O	P	Pb	S	Si	Sn	Ta	Ti	V	W	Zn	Fe
n		2	—	1	1	—	2	1	*	1	1	—	—	—	1	*	2	—	*	1	—	—	1	2	—	—	*
m		3	—	1	1	—	3	1	*	1	1	—	—	—	1	*	5	—	*	2	—	—	2	5	—	—	*
Продукт	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	—	CO	CaO	—	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CuO	*	MgO	MnO	—	—	—	—	Ni	*	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	—	*	SiO <sub>2</sub>	—	—	TiO <sub>2</sub>	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	—	—	*

Примечание. \* — величина не определялась.

Таблица 5.5  
Содержание металла к концу окислительного периода, %

Al	B	C	Ca	Co	Cr	Cu	H	Mg	Mn	Mo	N	Nb	Ni	O	P	Pb	S	Si	Sn	Ta	Ti	V	W	Zn	Fe
0	0	0,05	0	0	0,06	б/изм			0,175				б/изм		0,006		б/изм	0,09	—	—	—	—	—	—	—

## Расчет периода плавления стали марки 50

Таблица 5.6

## Содержание металлической части шихты

Материалы шихты	Масса, кг	Содержание элементов, кг									
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe	
A4	48000	192,000	144,000	144,000	24,000	24,000	96,000	144,000	288,000	46944,000	
Чугун	36000	1584,000	270,000	126,000	21,600	7,200	0	0	36,000	33955,200	
Окатыши	34009	503,3332	0	0	10,203	6,802	0	6,802	3,401	33478,460	
Итого, кг	118009	2279,3332	414,000	270,000	55,803	38,002	96,000	150,802	327,401	114377,660	
Итого, %	100	1,9310	0,351	0,229	0,047	0,032	0,081	0,128	0,277	96,923	

Таблица 5.7

## Угар элементов шихты и их количество, поступившее в металл

Параметры	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe	Итого
Исходное содержание в шихте, кг	22779,333	414,000	270,000	55,803	38,002	96,00	150,802	327,401	114377,660	118009,000
Угар элемента, кг	455,867	186,300	54,000	27,901	0,000	19,200	0	0	7777,681	8523,211
Поступило в металл из шихты, кг	1823,467	227,700	216,000	27,901	38,002	76,800	327,401	327,401	106599,979	1094485,789
Поступило в металл из шихты, мас. %	1,665	0,208	0,197	0,025	0,035	0,070	0,299	0,299	97,364	100,000

Таблица 5.8

Количество и состав металла по расплавлению шихты

Параметры	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe	O	Итого
Содержание, кг	1823,467	227,700	216,000	27,901	38,002	76,800	148,540	327,401	106599,979	8,871	109494,660
Содержание, %	1,665	0,208	0,197	0,025	0,036	0,070	0,136	0,299	97,356	0,008	100,000

Таблица 5.9

Количество и состав шлака периода плавления, кг

Компонент шлака	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Итого
Известь	5611,450	289,400	189,160	145,015	0,000	0,000	44,136	7,566	5,675	0,000	6292,390
Доломи,	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000
Шлак предь- дущей плавки	1196,633	85,412	555,323	43,027	94,536	145,690	51,243	34,191	8,415	0,000	2214,470
Пустая порода	405,169	108,111	1261,498	108,111	108,111	0,000	0,000	0,000	0,000	0,000	1991,000
Поступило из металла	0,000	0,000	398,541	0,000	69,725	1640,426	400,866	63,930	0,000	22,449	2595,937
Итого, кг	7213,252	482,923	2404,511	296,163	272,372	1786,116	496,244	105,687	14,089	22,449	13093,797
Итого, %	55,089	3,688	18,364	2,262	2,080	13,641	3,790	0,807	0,108	0,171	100,000

Основность шлака плавления	3,000
----------------------------	-------

Таблица 5.10

Состав газов периода плавления

Газы	CO <sub>2</sub>	CO	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	O <sub>2</sub>	Итого
Содержание, кг	2100,224	0	0,446	284,395	24,388	2409,453
Содержание, м <sup>3</sup>	1069,012	0	4,960	227,516	17,073	1318,561
Содержание, %	81,074	0	0,376	17,255	1,295	100

Таблица 5.11

Количество и состав пыли периода плавления

Пыль	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Ni	Итого
Содержание, кг	8895,721	5,612	2,262	89003,595
Содержание, %	99,912	0,063	0,025	100,000

## Расчет окислительного периода

Таблица 5.12

Количество и состав металла в конце окислительного периода

Элемент	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Fe	O	Итого
Содержание, кг	53,732	9,672	188,063	6,448	38,002	64,479	148,540	327,401	106546,658	81,673	107464,667
Содержание, %	0,050	0,009	0,175	0,006	0,05	0,060	0,138	0,305	99,146	0,076	100,000

Таблица 5.13

## Количество и состав шлака окислительного периода

Компонент	CaO	MgO	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MnO	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	S	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Итого
Шлак периода плавления, кг	1442,650	96,585	480,902	59,231	54,474	357,223	99,249	21,137	2,818	4,490	2618,759
Поступило из металла, кг	0,000	0,000	466,41155	0,000	36,072	-6,463	83,416	49,156	0,000	18,008	6646,604
Поступило из извести, кг	1556,610	80,279	52,470	40,227	0,000	0,000	112,243	2,099	1,574	0,000	1745,502
Итого, кг	2999,260	176,864	999,788	99,458	90,547	360,761	194,906	72,392	4,392	22,498	5010,865
Итого, %	59,855	3,530	19,952	1,985	1,807	7,000	3,890	1,446	0,088	0,449	100,000

Таблица 5.14

## Состав газов окислительного периода

Содержание пыли	CO	CO <sub>2</sub>	H <sub>2</sub>	N <sub>2</sub>	Итого
В килограммах, кг	3334,194	1388,182	0,295	188,188	4910,859
В метрах куб. м <sup>3</sup>	2666,446	706,583	3,282	150,551	3526,862
В процентах, %	75,604	20,034	0,093	4,269	100,000

Анализы проведенных расчетов при добавке различных материалов приведены ниже на графиках (рис. 5.2, 5.3).

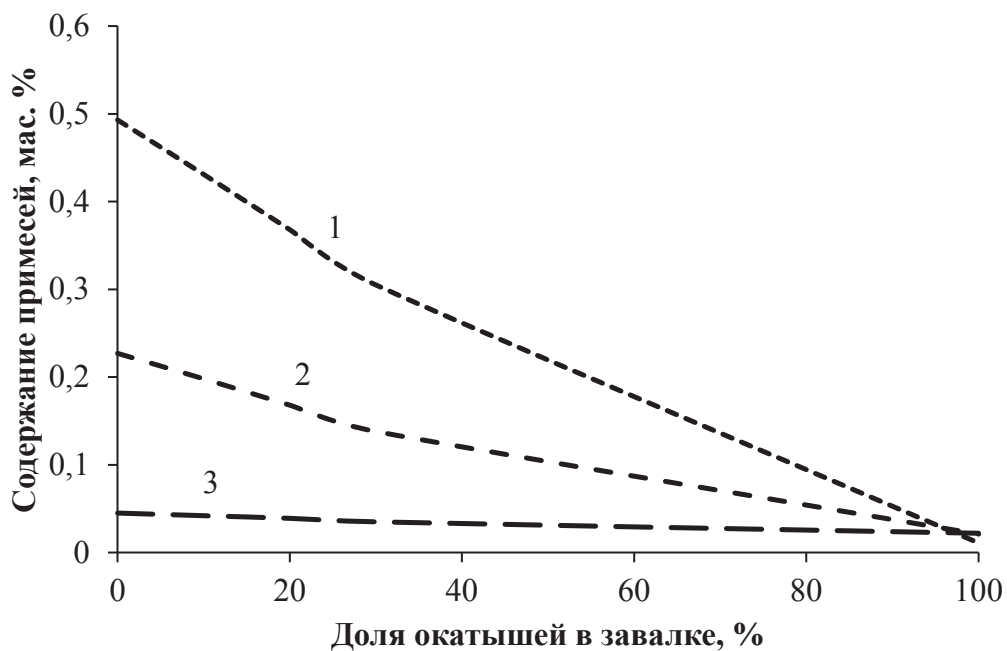


Рис. 5.2. Влияние доли окатышей в шихте ДСП на количество цветных примесей

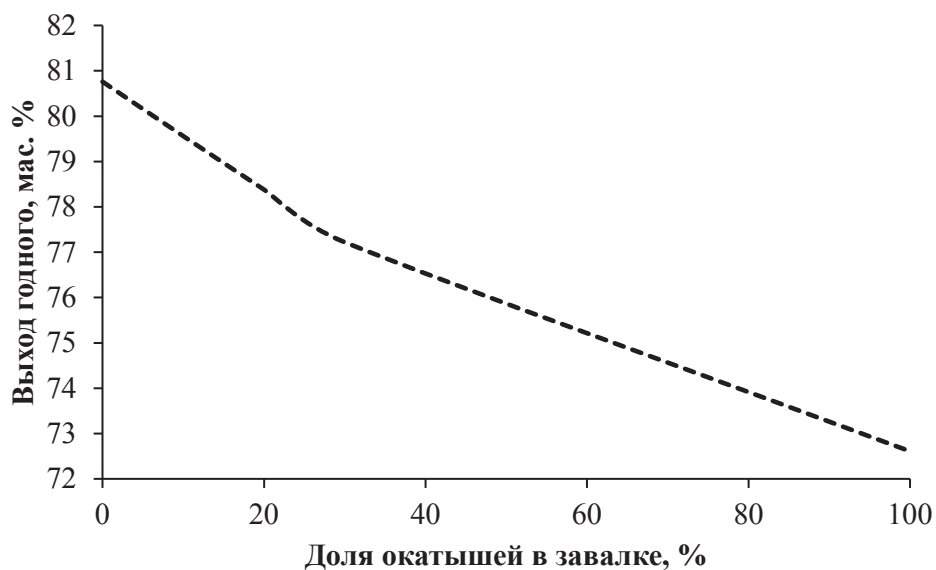


Рис. 5.3. Влияние доли окатшей в шихте ДСП на выход годного

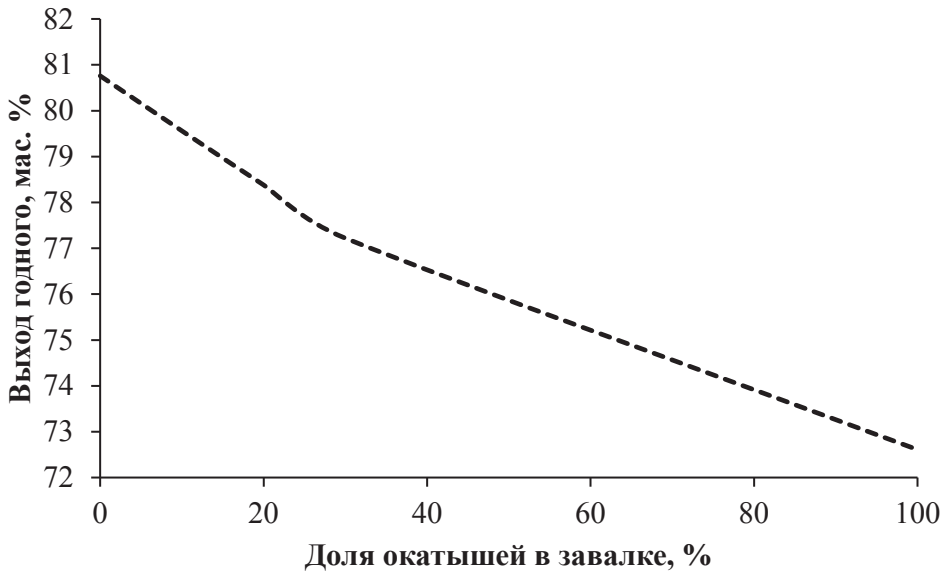


Рис. 5.4. Влияние доли окатышей в шихте ДСП на количество расходуемой извести

Проведенные расчеты для полупродукта стали марки 50 позволили получить следующие зависимости: влияние доли окатышей в шихте ДСП на количество цветных примесей (рис. 5.2); влияние доли окатышей в шихте ДСП на выход годного (рис. 5.3); влияние доли окатышей в шихте ДСП на количество расходуемой извести (рис. 5.4).

### Организация курсовой работы [1]

---

Курсовая работа по дисциплине «Конструкции и проектирование сталеплавильных агрегатов» является завершающим этапом обучения и имеет следующие цели:

- закрепление и расширение теоретической подготовки студентов;
- развитие навыков работы с технической литературой;
- овладение методом анализа с целью выбрать оптимальные параметры конструкции печей;
- знакомство с теорией и практикой конструирования проектирования сталеплавильных агрегатов и цехов;
- подробное изучение устройства конструкции электропечи и их роли в технологическом процессе;
- знакомство с расчетами основных параметров электрических печей, тепловых, материальных и электрических параметров установок;
- приобретение навыков по системе приемов и способов разработки конкретных проектных решений как при конструировании и проектировании, так и при реконструкции действующих.

Курсовая работа должна отразить глубину теоретической подготовки студента, которая предполагает следующие умения:

- отобрать из нескольких вариантов технических решений наиболее выгодный с технико-экономической точки зрения;
- обосновать расчетами с требуемой точностью и с применением современных математических методов свои проектные предложения;
- защитить положения своей курсовой работы.

#### 1. Тематика курсовой работы

В тематике курсовой работы должны быть отражены современные достижения науки и техники, передовой производственный опыт отечественных и зарубежных предприятий.



По характеру решаемых задач курсовая работа является конструкторско-технологической, т. е. представляет собой расчеты материального и энергетического балансов дуговой сталеплавильной печи.

## 2. Проведение курсовой работы

Перед началом курсовой работы студенту руководителем выдается задание по установленной форме с указанием срока завершения работы.

Руководитель курсовой работы проводит систематические, предусмотренные расписанием консультации, проверяет выполняемую работу и обязан требовать от студента выполнения графика работ и в случае отставания от графика принимает соответствующие меры.

Если в процессе работы руководитель убеждается, что студент не может обеспечить качественное выполнение курсовой работы в заданном объеме, он не допускает студента к защите.

*За принятие в курсовой работе технического решения и за правильность всех вычислений отвечает автор работы.*

Законченная курсовая работа, подписанная студентом, представляется руководителю на окончательный просмотр и подпись, после чего назначается дата защиты.

## 3. Содержание и объем курсовой работы

Курсовая работа должна состоять из графических материалов и пояснительной записки, оформленной в соответствии с требованиями нормоконтроля [1].

**Пояснительная записка** пишется на листах формата А4, состоит из следующих разделов:

- титульный лист ..... 1
- задание на проектирование на бланке ..... 1
- содержание со штампом ..... 1–2
- реферат ..... 1
- введение ..... 1–2
- проведение расчетной части ..... 12–15
- технология выплавки заданной марки стали .... 2–3
- заключение ..... 1
- список использованной литературы ..... 1

Пример оформления титульного листа приведен в прил. 2, реферата — в прил. 3, содержания — в прил. 4, рисунков — в прил. 5, таблиц — в прил. 6, формул — в прил. 7.

**Реферат** содержит информацию об объеме записки (количество страниц), количестве рисунков, таблиц, приложений, а также краткое изложение содержания курсовой работы.

Во **введении** кратко отражают цель работы и основные задачи, решаемые в проекте в контексте с проблемами сталеплавильного производства.

В **расчетной части** работы выполняются расчеты материального и теплового балансов кислородно-конвертерного процессов и расчет сопла фурмы при необходимости.

В **описании технологии выплавки заданной марки стали** приводится шихтовка плавки заданной марки стали. Описывается принятая технология выплавки стали в кислородном конвертере по периодам. Приводится внепечная технология обработки стали и способ разливки.

В **заключении** кратко формулируются *основные* результаты расчетов, полученные в процессе курсовой работы, и производится оценка проектных решений.

#### 4. Примерное распределение трудоемкости по курсовой работе

Курсовая работа, %:

- выполнение расчетной части проекта ..... 60—70
- разработка технологии выплавки ..... 20—30
- оформление пояснительной записки ..... 20—30

#### 5. Основные требования к оформлению курсовых работ

Пояснительная записка (ПЗ) к курсовой работе (или проекту) оформляется в соответствии с действующими ГОСТ 2.105–95 и требованиями СТП УрФУ [1]. Общий объем пояснительной записки 21–30 машинописных листов, 25–35 рукописных листов. Пояснительная записка выполняется от руки или печатается через 1,5 интервала на одной стороне листа белой бумаги формата А4 с высотой букв и цифр не менее 2,5 мм (размер шрифта — 14 пт), рекомендуемый шрифт «Times New Roman», выравнивание текста — по ширине. Текст документа следует печатать, соблюдая следующие размеры полей: левое — 25 мм, правое — 15 мм, верхнее — 20 мм, нижнее — 20 мм.

ПЗ в краткой и четкой форме должна раскрывать теоретический замысел проекта, отражать используемые расчетные и аналитические методы, результаты расчетов и анализа, сделанные при этом выводы, предложенные рекомендации, содержать необходимые иллюстрации.

Основная надпись на графических документах выполняется по ГОСТ 2.104–68.

В графе обозначения документа для курсовых проектов используется следующее обозначение:

<u>150400</u>	<u>413400</u>	<u>501</u>	<u>КП</u> ,
1	2	3	4

где 1 — шифр специальности; 2 — высший классификационный код общегосударственного классификатора промышленной и сельскохозяйственной продукции (является постоянным для студентов, выполняющих данную курсовую работу) 413400 — общий код сталеплавильного оборудования; 3 — три последние цифры студенческого билета или зачетной книжки; 4 — тип документа (КР — курсовая работа).

Каждый раздел текста ПЗ рекомендуется начинать с новой страницы. Разделам или главам присваиваются порядковые номера, обозначенные арабскими цифрами с точкой. Содержание, реферат, перечень листов графической документации, введение, заключение и список литературы не нумеруются.

При наличии подразделов их номера состоят из номера раздела или главы и порядкового номера подраздела с точкой между ними (например, 1.3 обозначает глава или раздел 1, подраздел 3). Подраздел допускается разбивать на пункты, нумерация которых выполняется аналогично.

Наименование главы записывают прописными буквами, разделы и подразделы записывают в виде заголовков с абзаца строчными буквами (кроме первой прописной). Точку в конце заголовка не ставят. Название глав, разделов и подразделов подчеркивать не допускается.

Условные буквенные обозначения математических, физических и других величин, а также сокращения слов в тексте и подписях под иллюстрациями должны соответствовать государственным стандартам (ГОСТ 2.321–84, 8.417–81). Перед обозначением какого-либо параметра следует давать пояснения.

Значения символов, числовых коэффициентов, входящих в формулы, должны быть приведены непосредственно под соответствующей формулой.

В ПЗ все формулы нумеруются в пределах глав или раздела, ссылки в тексте на формулу даются в круглых скобках, например «...в форму-

ле (1.4) приводится ...», где цифра 1 указывает номер главы или раздела, а цифра 4 — порядковый номер формулы в данной главе или разделе.

Все иллюстрации (эскизы, графики, схемы) называют рисунками, их нумеруют арабскими цифрами в пределах одной главы или раздела и обозначают «Рисунок 2.5». Через дефис пишут название рисунка. При ссылках на рисунки следует писать «... в соответствии с данными рисунка 2.5...». Пример: «Рисунок 2.3 — Состав шихты, %».

Иллюстрации должны иметь наименование, а при необходимости и поясняющие данные (подрисуночный текст). Их следует располагать после первой ссылки в тексте, и они должны иметь те же обозначения и нумерацию элементов, что и на чертежах.

Цифровой материал оформляется в виде таблиц. Форма таблицы выполняется по ГОСТ 2.105–95. Таблица нумеруется арабскими цифрами в пределах одной главы или раздела. Слово «Таблица» и ее номер помещают слева над таблицей, например «Таблица 1.1». Через дефис пишут название. Таблица должна иметь краткий и отражающий содержание заголовок, который следует выполнять строчными буквами (кроме первой прописной) и помещать над таблицей после слова «Таблица» и ее номера.

Если строки или графы таблицы выходят за формат страницы, таблицу делят на части, которые в зависимости от ее особенностей переносят на другие листы или помещают на одном листе рядом или под первой частью, при этом в каждой части таблицы повторяют ее головку (шапку) и боковую часть. Слово «Таблица», ее номер и заголовок указывают один раз над первой частью таблицы, над другими частями, расположенными на следующих страницах, пишут слова «Продолжение таблицы 1.1.» с указанием ее номера. Ссылка в тексте на таблицу указывается полностью — «в таблице 1.1».

Нумерация страниц должна быть сквозной для всей пояснительной записки, включая титульный лист (титульный лист и задание на дипломный проект не нумеруются, но считаются). Номер листа представляется при наличии рамки справа внизу, а без рамки — в правом верхнем углу листа.

В конце пояснительной записки после заключения приводится литература, нормативно-техническая и другая документация, используемая при составлении записки.

Литература записывается и нумеруется в порядке ее упоминания в тексте по ГОСТ Р 7.0.5–2008. Ссылки на литературные источни-

ки приводятся в тексте в квадратных скобках, порядок нумерации — по мере применения в тексте ПЗ.

Текст следует печатать (писать), соблюдая следующие размеры полей листа формата А4 без рамок: левое — не менее 25 мм, а правое, верхнее и нижнее — не менее 15 мм — или на стандартных листах с рамкой.

Рукописный вариант выполняют тушью, пастой или чернилами одного цвета (черного, синего, фиолетового).

### Пример титульного листа

Министерство образования и науки РФ ФГАОУ ВПО Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина Институт материаловедения и металлургии «Металлургия железа и сплавов»		
Оценка _____ «__» _____ 20__ г.		
Тема курсового проекта		
КУРСОВОЙ ПРОЕКТ ПОЯСНИТЕЛЬНАЯ ЗАПИСКА		
150400 413400 __ ПЗ		
три последние цифры зачетной книжки		
Руководитель <u>Доц., к.т.н.</u>	_____	_____
Н.контр. <u>Доц., к.т.н.</u>	_____	_____
Студент <u>гр.Мт 390101</u>	_____	_____
20__ г.		

### Пример реферата

---

#### РЕФЕРАТ

Пояснительная записка содержит 30 страниц, 6 рисунков, 7 таблиц, 6 литературных источников отечественных и зарубежных авторов.

Ключевые слова: ДУГОВАЯ СТАЛЕПЛАВИЛЬНАЯ ПЕЧЬ, ШИХТА, МАТЕРИАЛЬНЫЙ БАЛАНС, ПРИХОД, РАСХОД, КИСЛОРОД, СТАЛЬ, ЛОМ, ЧУГУН, ГАЗЫ, ВЫБРОСЫ, КОРОЛЬКИ, ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЙ БАЛАНС.

Объектом исследования является технология выплавки стали марки Ст25.

Цель работы — расчеты материального, энергетического балансов ДУГОВОЙ СТАЛЕПЛАВИЛЬНОЙ ПЕЧИ емкостью 100 т, чертеж ее конструкции и разработка технологии выплавки стали марки 25.

## Приложение 4

### Пример оформления содержания

СОДЕРЖАНИЕ					стр.
РЕФЕРАТ .....					4
ВВЕДЕНИЕ .....					5
1. РАСЧЕТ МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА .....					6
2. ТАБЛИЦА МАТЕРИАЛЬНОГО БАЛАНСА .....					12
2.1. Приход материалов .....					12
2.2. Расход материалов .....					15
3. РАСЧЕТ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО БАЛАНСА .....					20
4. ТЕХНОЛОГИЯ ВЫПЛАВКИ СТАЛИ МАРКИ Ст25 .....					23
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....					25
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ .....					26

					150400 413 400 ... ПЗ												
Изм.	Лист	№ документа	Подпись	Дата													
Студент		Иванов И.И.			Тема КП <table><tr><td>Литер.</td><td>Лист</td><td>Листов</td></tr><tr><td></td><td>3</td><td>26</td></tr><tr><td colspan="3">УРФУ, ИММТ, кафедра «Металлургия железа и сплавов», гр. Мт-390101</td></tr></table>				Литер.	Лист	Листов		3	26	УРФУ, ИММТ, кафедра «Металлургия железа и сплавов», гр. Мт-390101		
Литер.	Лист	Листов															
	3	26															
УРФУ, ИММТ, кафедра «Металлургия железа и сплавов», гр. Мт-390101																	
Руковод.		Лозовая Е.Ю.															
Н. контр		Мысик В.Ф.															
Зав. каф.		Загайнов С.А.															



### Пример оформления рисунков, диаграмм

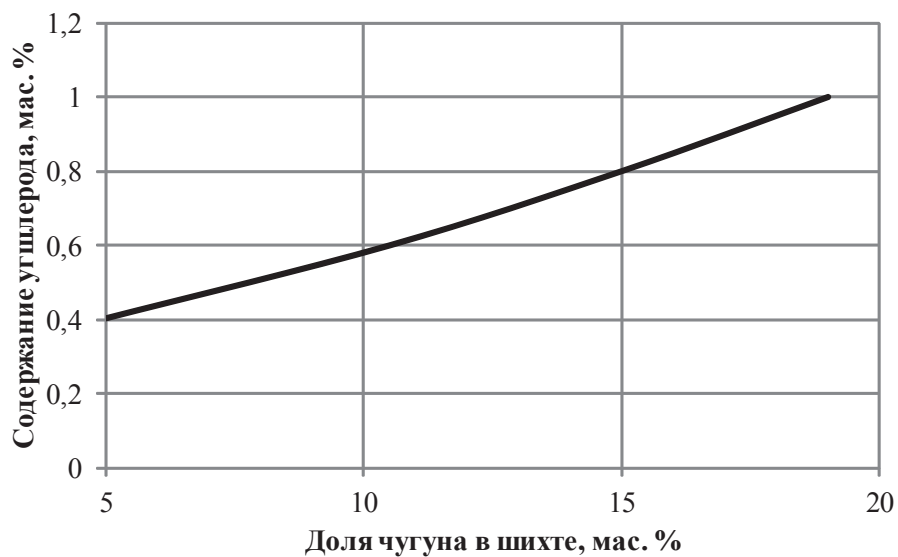


Рис. 1.1. Зависимость содержания углерода в металле по расплавлению шихты в ДСП-100 от доли чугуна в исходной шихте:

с/у — среднеуглеродистая сталь; н/у — низкоуглеродистая сталь

## Приложение 6

---

### Пример оформления таблиц

---

Таблица 1.1 — Состав металлической части шихты, %

Наименование частей шихты	C	Si	Mn	P	S
Чугун 10 %	4,0	0,80	0,60	0,12	0,035
Стальной лом 90 %	0,2	0,25	0,65	0,04	0,040

### Пример написания формул

---

Расчет скорости истечения кислорода в критическом сечении сопла

$$u_{\text{кр}} = \sqrt{\frac{2K}{K+1} \cdot RT_0}, \quad (4.3)$$

где  $R$  — универсальная газовая постоянная, для кислорода  
 $R = 259 \text{ Н} \cdot \text{м} / (\text{кг} \cdot \text{К})$ ;  
 $K$  — показатель адиабаты, равный для  $\text{O}_2$  1,4;  
 $T_0$  — температура, К.

$$u_{\text{кр}} = (1,21 \cdot 259 \cdot 293)^{0,5} = 303,023 \text{ м/с}.$$

### Перечень нормативных материалов

---

1. СТП УГТУ-УПИ 1–96. Общие требования и правила оформления дипломных и курсовых проектов (работ)
2. ГОСТ 2.106–95 ЕСКД. Общие требования к текстовым документам.
3. ГОСТ 2.106–96 ЕСКД. Текстовые документы.
4. ГОСТ 2.201–80 ЕСКД. Обозначение изделий и конструкторских документов.
5. ГОСТ 2.301–68 ЕСКД. Форматы.
6. ГОСТ 2.302–68 ЕСКД. Масштабы.
7. ГОСТ 2.304–81 ЕСКД. Шрифты чертежные.
8. ГОСТ 2.305–68 ЕСКД. Изображения — виды, разрезы, сечения.
9. ГОСТ Р 7.0.5–2008. Библиографическое описание документа. Общие требования и правила составления.
10. ГОСТ 8.417–81 ГСН. Единицы физических величин.
11. ГОСТ 19.701–90 ЕСПД. Схемы алгоритмов, программ, данных и систем. Обозначения условные и правила выполнения.
12. СН 202–96. Строительные нормали.

## Библиографический список

---

1. Правила оформления курсовых и дипломных проектов и выпускных квалификационных работ [Электронный ресурс] : методические указания / сост. В. Ф. Мысик, Е. Ю. Лозовая. — Екатеринбург : УрФУ, 2012. — 30 с.
2. Ойкс Г. Н. Производство стали. Расчеты / Г. Н. Ойкс, Х. М. Иоффе ; под ред. Г. Н. Ойкса. — 4-е изд. — М. : Metallurgia, 1975. — 480 с.
3. Луценко В. Т. Технология выплавки электростали в дуговых печах : учеб. пособие / В. Т. Луценко, В. А. Павлов, В. Ф. Мысик. — Екатеринбург : УГТУ-УПИ, 2006. — 81 с.
4. Рябов А. В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах : учеб. пособие / А. В. Рябов, И. В. Чуманов, М. В. Шишимиров. — М. : Теплотехника, 2007. — 197 с.
5. Электрические промышленные печи. Дуговые печи и установки специального нагрева : учебник для вузов / А. Д. Свенчанский [и др.] ; под ред. А. Д. Свенчанского. — 2-е изд., перераб. и доп. — М. : Энергоиздат, 1981. — 296 с.
6. Электрические промышленные печи. Дуговые печи и установки специального нагрева / А. Д. Свенчанский [и др.]. — М. : Энергия, 1982. — 298 с.
7. Logar Vito. Modeling and validation of an electric arc furnace: part 1, heat and mass transfer / Vito Logar, Dejan Dovzan and Igor Skrjanc // ISIJ International. — 2012. — Vol. 52, No. 3. — P. 402–412.
8. Köhle S. Einflussgrößen des elektrischen Energieverbrauchs und des Elektroverbrauchs von Lichtbogenöfen / S. Köhle // Stahl und Eisen. — 1992. — Vol. 112, No. 11. — P. 59–67.
9. Köhle S. Melting special steels / Köhle S. // Proc. 7th Europ. — Electric Steelmaking Conf., 26–29 May 2002. — Venice, Italy, 2002. — S. 42–45.

10. Мысик В. Ф. Производство стали в электросталеплавильных цехах : учеб.-метод. пособие / В. Ф. Мысик, Е. Ю. Лозовая. — Екатеринбург : УГТУ-УПИ, 2009. — 48 с.
11. Мысик В. Ф. Проектирование и оборудование электросталеплавильных цехов : учеб. пособие / Е. Ю. Лозовая, О. Ю. Шешуков. — Екатеринбург : УрФУ, 2013. — 307 с.
12. Проектирование и оборудование электросталеплавильных и ферросплавных цехов / В. А. Гладких, М. И. Гасик, А. Н. Овчарук, Ю. С. Пройдак. — Днепропетровск : Системная технология, 2004. — 735 с.
13. Мысик В. Ф. Энерго- и ресурсосбережение в электросталеплавильном производстве / В. Ф. Мысик, В. Т. Луценко. — Екатеринбург : УГТУ-УПИ, 2005. — 168 с.
14. Морозов А. И. Современное производство стали в дуговых печах. перераб. и доп. / А. И. Морозов. — 2-е изд. — Челябинск : Металлургия, 1987. — 320 с.
15. Лисиенко В. Г. Сооружение промышленных печей. Проектирование сталеплавильных комплексов / В. Г. Лисиенко, Я. М. Щелоков, М. Г. Ладычиев. — М. : Теплотехник, 2006. — Т. 1, кн. 2. — 755 с.
16. Райле В. Т. Совершенствование работы шахтных подогревателей второго поколения / В. Т. Райле, В. Е. Рощин // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». — Челябинск, 2010. — Вып. 14, № 13 (189). — С. 41–46.
17. Рябов А. В. Современные способы выплавки стали в дуговых печах : учеб. пособие / А. В. Рябов, И. В. Чумаков, М. В. Шишмиров. — М. : Теплотехник, 2007. — 192 с.
18. Райле В. Т. Нейтрализация вредных выбросов из сталеплавильных электропечей путем термической и химической обработки отходящих газов / Райле В. Т., Рощин В. Е. // Вестник ЮУрГУ. Серия «Металлургия». — Челябинск, 2009. — Вып. 12, № 14 (147). — С. 32–37.

# Оглавление

---

Введение .....	3
1. Теоретические основы сталеплавильных процессов .....	4
1.1. Основные задачи выплавки стали .....	6
1.2. Сталеплавильные шлаки.....	7
1.3. Основные реакции сталеплавильных процессов .....	9
1.3.1. Окисление углерода .....	9
1.3.2. Окисление кремния и марганца.....	10
1.3.3. Удаление фосфора (дефосфорация) .....	11
1.3.4. Удаление серы (десульфурация) .....	12
1.4. Раскисление стали.....	13
1.5. Основы дегазации стали .....	15
1.6. Неметаллические включения в стали.....	16
2. Технология выплавки стали	
в дуговой сталеплавильной печи (ДСП).....	18
2.1. Выбор технологии электроплавки.....	18
2.2. Технология выплавки дуплекс-процессом .....	21
2.3. Устройство современной дуговой сталеплавильной	
печи переменного тока .....	23
2.4. Использование тепла отходящих печных газов в ДСП .....	28
2.4.1. Порционный нагрев лома в загрузочных бадах.....	29
2.4.2. Подогрев лома в ДСП с шахтными подогревателями...	34
3. Пример расчета материального баланса плавки стали марки 08	
в шахтной дуговой печи .....	43
3.1. Исходные данные для расчета материального	
баланса плавки .....	43
3.2. Расчет периода плавления .....	45
3.2.1. Окисление элементов .....	45
3.2.2. Шлакообразование .....	50
3.3. Расчет окислительного периода .....	52
3.3.1. Окисление элементов .....	52

3.3.2. Шлакообразование .....	57
3.3.3. Определение состава металла окислительного периода.....	62
3.4. Определение количества и состава газов в периоды плавления и окисления.....	63
4. Расчет энергетического баланса дуговой сталеплавильной печи.....	67
4.1. Пример расчета энергетического баланса выплавки стали марки 08 в ДСП-150.....	70
4.2. Анализ энергетического режима плавки.....	89
5. Расчет материального баланса заданной марки стали с использованием программы, написанной с применением табличного процессора «Microsoft Office Excel».....	99
Приложение 1. Организация курсовой работы [1] .....	110
Приложение 2. Пример титульного листа.....	116
Приложение 3. Пример реферата .....	117
Приложение 4. Пример оформления содержания.....	118
Приложение 5. Пример оформления рисунков, диаграмм .....	119
Приложение 6. Пример оформления таблиц.....	120
Приложение 7. Пример написания формул.....	121
Приложение 8. Перечень нормативных материалов .....	122
Библиографический список .....	123



*Учебное издание*

**Журавлев** Александр Александрович,  
**Мысик** Виктор Федорович,  
**Жданов** Александр Витальевич

**РАСЧЕТЫ МАТЕРИАЛЬНЫХ  
И ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ БАЛАНСОВ  
ПРИ ВЫПЛАВКЕ СТАЛИ  
В ДУГОВЫХ СТАЛЕПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ**

Редактор И. В. Коршунова  
Верстка О. П. Игнатьевой

Подписано в печать 13.05.2016. Формат 70×100/16.  
Бумага писчая. Печать цифровая. Гарнитура Newton.  
Уч.-изд. л. 6,68. Усл. печ. л. 10,3. Тираж 150 экз.  
Заказ 122

Издательство Уральского университета  
Редакционно-издательский отдел ИПЦ УрФУ  
620049, Екатеринбург, ул. С. Ковалевской, 5  
Тел.: 8(343)375-48-25, 375-46-85, 374-19-41  
E-mail: rio@urfu.ru

Отпечатано в Издательско-полиграфическом центре УрФУ  
620075, Екатеринбург, ул. Тургенева, 4  
Тел.: 8(343) 350-56-64, 350-90-13  
Факс: 8(343) 358-93-06  
E-mail: press-urfu@mail.ru



